République Algérienne Démocratique et Populaire
Ministère de l'enseignement supérieur et de la recherche scientifique

Université Badji Mokhtar Annaba

Faculté des sciences de l'ingénieur

Département : Electromécanique



**THEME**

# Optimisation des Paramètres des Machines de Forage à Molettes

## - Dans les Conditions de la Carrière de OUENZA -

**Thèse présentée pour l'obtention du diplôme de Doctorat d'Etat**

**Filière : Electromécanique**

**Présentée par :**

**KHOCHEMANE Lakhdar**

Soutenue Le : ……………………….

Devant le jury composé de :

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Président** | **:HADDOUCHE A.** | **M. C** | U. **Annaba** |
| **Rapporteur** | **: HADJAJ A. I.** | **M.C** | **U. Annaba** |
| **Examinateur** | **: DAOUD S.** | **Prof.** | **U. Skikda** |
| **Examinateur** | : SAAD SALAH | **M .C** | **U. Annaba** |
| **Examinateur** | **: BENRETEM A.** | **M.C** | **U. Annaba** |

**Année Universitaire : 2006-2007**

# I- ETAT ACTUEL DE LA DETERMINATION DES TRAVAUX DE FORAGE REALISE AUX MOYENS DES SONDEUSES A MOLETTES :

## I-1 ETAT ACTUEL DE LA CONSTRUCTION ET L'UTILISATION DES SONDEUSES :

### I-1-1 Classification, performance et expérience de l'utilisation des machines de forage à molettes

Les machines de forage utilisées pour le creusement des trous dans les carrières sont divisées en général en deux (2) groupes :

- Avec la destruction mécanique de la roche par l'outil spécial ;
- Avec la destruction physique de la roche.

Les machines du premier groupe qui sont à leur tour les plus répandues, peuvent être divisées d'après le caractère du travail de l'outil et l'application des charges. Ce sont les machines de forage rotatif, percutant et roto percutant.

Le schéma de la destruction de la roche au fond du trou au cours de divers mode de forage est présenté sur la (fig.I.1).

La (fig.I.2) reflète la distribution des valeurs relatives de l'effort axial $P_{ax}$, de la puissance du choc $N_{ch}$ et la puissance de rotation $N_r$.

La pratique du forage témoigne que l'efficacité de l'application des machines de forage est déterminée par l'ensemble des facteurs parmi lesquels on distingue :

- Les conditions minières et géologiques, ainsi que les schémas technologiques de la réalisation des travaux miniers ;
- Les facteurs du premier groupe (propriétés physico mécaniques des roches, composition structurelle du talus, viscosité des roches etc.) influent sur les indices technico-économiques et déterminent le type de l'outil à appliquer et le moyen de nettoyage de trous ;
- Les facteurs du deuxième groupe (type des machines à charger ; éléments des méthodes d'exploitation) forment les exigences à la profondeur et au diamètre du trou.

Une généralisation des recherches effectuées dans ce domaine / 1,2,3/ a permis d'établir le caractère et le degré d'influence de divers facteurs sur les indices technico-économiques du processus de forage des trous.

L'application des machines à forer dans les conditions des carrières se caractérise en particulier par leur productivité postière en fonction du coefficient de dureté.

Dans ce cas la tendance générale consiste à la diminution de la productivité des machines de divers types avec l'accroissement de la dureté des roches. Il est à noter que la diminution rapide de la productivité des machines de forage rotatif munies d'outil à taillant coupant. Le phénomène peut être expliqué par la considération des relations des dépenses d'énergie spécifique et de la durée de vie de l'outil en fonction de la dureté des roches.

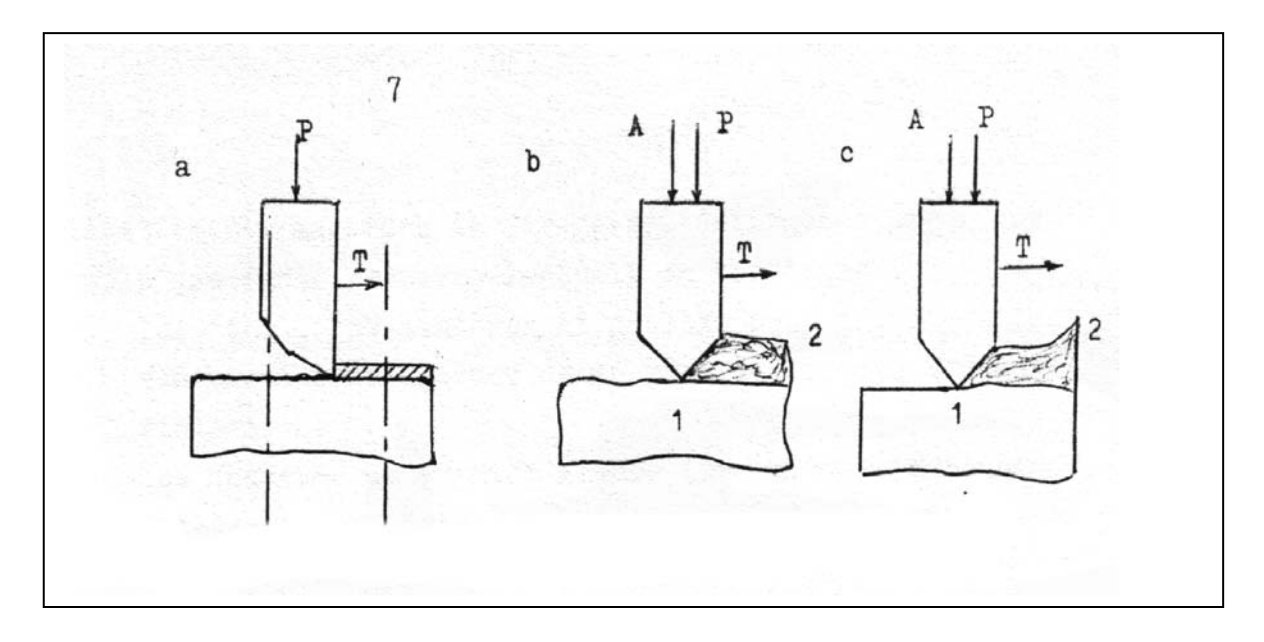
La destruction des roches par l'outil à molettes se déroule dans le régime de frottement et de glissement ce qui détermine la durée basse de l'outil ou dans le cas où la dureté des roches s'accroît.

L'épaisseur du copeau diminue et par conséquent le volume des déblais augmente ; Tout cela provoque comme on sait d'après les hypothèses de RABENDER et KIRPITCHEV-KIK l'accroissement des dépenses d'énergie.

La productivité relativement haute des machines de forage percutant ne peut être expliquée que dans ce cas, on ne considère que les sondeuses permettant à forer des trous de diamètres inférieurs aux autres modes de forage.

Un des indices économiques caractérisant le travail des machines de forage est le prix de revient d'un mètre de trou foré, les valeurs relativement hautes de cet indice pour les machines à molettes sont liées à leur haut prix.

Il est a signalé que le diamètre des trous égal à 50 mm pour les perforateurs, 100mm pour les machines à outil coupant, 150 mm pour les machines Roto percutante et 200mm pour les sondeuses à molettes détermine le rendement de la masse rocheuse d'un mètre du trou. C'est pourquoi l' application des machines de forage possédant de grand diamètre de l'outil s'accompagne comme règle générale par la diminution des dépenses spécifiques d'une unité de volume du massif abattu, cependant le degré rationnel de broyage du massif de la roche doit être pris en considération.




**FigI.1**- Destruction de la roche lors du forage.

a → Rotatif b → Roto percutant. c → Percutant

A → Impulsion d'une force de choc.
P → Effort axiale.
T → Effort tangentiel.

1 → Destruction de la roche par coupe.
2 → Destruction de la roche par choc.

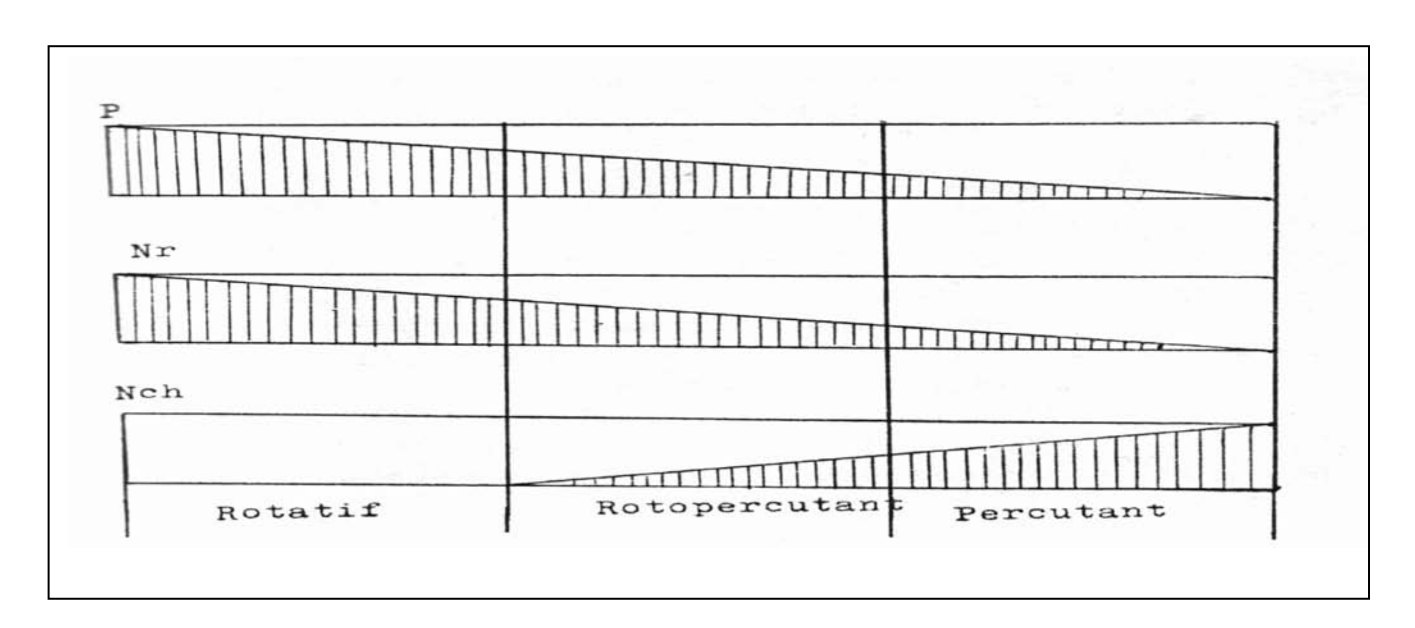



**Fig I .2 –** valeurs relatives à l'effort axial, à la puissance de rotation, et à la puissance de choc lors de divers forages.

**Tab.I.1** Domaine d'utilisation des divers modes de forage

| **Percutant** | **Rotatif** | | **Roto percutant** | **Mode de forage** | |
|---|---|---|---|---|---|
| Couronne | Outil coupant | Mollette | Couronne | Outil de forage | |
| | | | | 1÷6 | Dureté, f |
| | | | | 6÷8 | |
| | | | | 8÷10 | |
| | | | | 10÷12 | |
| | | | | 12÷14 | |
| | | | | 14÷16 | |
| | | | | 16÷20 | |
| | | | | 0÷5 | Indice d'abrasivité, m g |
| | | | | 5÷10 | |
| | | | | 10÷18 | |
| | | | | 18÷30 | |
| | | | | 30÷45 | |
| | | | | 45÷65 | |
| | | | | 65÷90 | |
| | | | | >90 | |
| | | | | ÷50 | Diamètre du trou, mm |
| | | | | 50÷100 | |
| | | | | 100÷150 | |
| | | | | 150÷200 | |
| | | | | 200÷250 | |
| | | | | 250÷300 | |
| | | | | 300÷350 | |
| | | | | 350÷400 | |
| | | | | 0÷5 | Profondeur du trou, m |
| | | | | 5÷10 | |
| | | | | 10÷15 | |
| | | | | 15÷20 | |
| | | | | 20÷25 | |
| | | | | 25÷30 | |
| | | | | 30÷35 | |
| | | | | 35÷50 | |

Dans plusieurs cas l'application du grand diamètre peut provoquer la nécessité d'une large utilisation des débitages secondaires ou bien d'augmenter la puissance des machines de chargement et de transport. Les conditions les plus favorables pour l'utilisation de grands diamètres sont les massifs ayant la grande dureté et en même temps les caissons de la roche.

Une telle combinaison des conditions minières et géologiques conditionne l'utilité de l'application des trous de diamètre 120 à 150mm pour recevoir une bonne fragmentation de la roche. C'est pourquoi les indices économiques caractérisant l'utilisation des sondeuses roto percutantes dans de nombreux cas sont préférables à celles des sondeuses à molettes.

L'analyse des caractéristiques techniques des machines à forer existantes nous a permis de déterminer le domaine d'utilisation de divers modes de forage réalisé par ces machines (voir tabl.I.1), d'après ce tableau, il convient de dire que le domaine d'utilisation des modes de forage en question se détermine par les indices technico-économiques cités ci-dessus et par les particularités de construction des sondeuses.

Par exemple la limite inférieure du diamètre du trou foré à l'aide du trépan à molettes est restreinte par les facteurs constructifs. La profondeur du forage pour les autres modes se limite par l'efficacité des moyens de nettoyage, ainsi le tableau cité permet, en sachant les propriétés physico mécaniques des roches, et les paramètres de tir déterminés de nommer le mode de forage préalable ; bien qu'il faut avoir en vue d'autres facteurs qui influent sur le choix des machines à forer (niveau de formation des cadres, existence des bases de réparation etc.….).

Le forage rotatif à molettes a été réalisé jusqu'ici principalement pour la perforation des trous dans les roches de n'importe quelle dureté ayant des forces de compression jusqu'à 1500bars.

Dans cette méthode l'énergie est transmise au tricône par l'intermédiaire d'un tube qui tourne et qui appuie les cônes contre la roche, les molettes créaient alors la pression sur la roche et la font éclater.

Lorsque cette méthode est appliquée, la poussée est destinée à maintenir le tricône en contact avec le fond du trou pour permettre à l'outil d'atteindre la roche de façon continue.

Toute augmentation de la poussée entraîne ou provoque en principe un accroissement de la vitesse de pénétration. Des essais permettent de déterminer la poussée assurant un optimum entre la vitesse de pénétration et l'usure de l'équipement /4/.

La poussée ne doit pas non plus être excessive car l'engin risquerait de se trouver déstabilisé.

La poussée est transmise au train de tige par une glissière à chaîne. Quand le forage est effectué selon la méthode à molettes, l'arrachage de la roche se fait lorsque les dents y pénètrent sous l'effet de la rotation.

Le tranchant découpe des morceaux de roche. Le mécanisme de rotation qui est le plus souvent hydraulique est monté sur une glissière ou un autre mécanisme de translation. La vitesse de rotation et en général 80tr/mn, mais varie sur une grande échelle selon la nature de la roche.

## I-2 PARTICULARITES DES CONDITIONS DE TRAVAIL DES MACHINES DE FORAGE DANS LES CARRIERES ALGERIENNES :

En analysant la géologie des gisements (roches) de faible, moyenne, et de grande dureté dans les carrières d'Algérie, on peut déduire que ces dernières sont de types montagneux.

L'inclinaison de pendage varie dans les limites de 35° à 80°.

Les travaux d'extraction se font après avoir réalisé le forage et le tir.

La longueur du front des travaux miniers est en général, dans les limites de 200 à 700m avec les banquettes ayant la largeur qui varie de 8 à 15m.

Les paramètres caractérisant certaines propriétés physico mécaniques des roches et paramètres des travaux de tir sont présentés dans le tableau (I.2).

La réalisation des travaux de forage se fait à l'aide des sondeuses à molettes, il est connu que l'utilisation efficace des machines de forage en question est liée au milieu ambiant.

L'utilisation efficace des machines de forage dans les carrières Algériennes dépend des conditions des travaux de recherche : nous avons essayé de trouver les paramètres statistiques caractérisant celle-ci en traitant les données se rapportant à chaque carrière.

Une telle méthode permet de remplacer toutes les carrières existantes par un seul, mais ayant les mêmes caractéristiques généralisées et les pronostics correspondants à des propriétés physico mécaniques de la roche.

Tous ces paramètres portent un caractère aléatoire, c'est pourquoi pour les évaluer, nous avons utilisé les méthodes de la théorie des statistiques /5/.

## I-3- REGULARITES DU PROCESSUS DE FORAGE A MOLETTES

### I-3-1- Bases méthodologiques de l'étude des régularités du processus de forage.

Le problème essentiel de l'étude des régularités du processus de forage consiste à trouver les liaisons entre les buts pratiques.

Or nous savons pertinemment que l'efficacité de l'énergie au niveau de l'outil de forage est déterminée par la résistance de la roche à la destruction.

Les paramètres géométriques de l'outil, ainsi que les paramètres de réglage (vitesse de rotation, force axiale appliquée) déterminent la productivité dans le cas général /6/.

La vitesse de forage est l'un des facteurs déterminant la productivité, c'est une fonction complexe de quelques variables indépendantes /7/.

$V_f = f(T_1, T_2 \ldots T_n ; P_1, P_2 \ldots P_n ; S_1, S_2 \ldots S_k ; Q_1, Q_2 \ldots Q_q.)$ , (I. 1).

Où : $(T_1, T_2 \ldots T_n)$ : Constantes physico-chimiques des roches ;

$(P_1, P_2 \ldots P_m)$ : Paramètres géométriques de l'outil ;

(S1; S2;…SK): Dépenses se rapportant à l'exploitation de la machine

$(Q_1, Q_2 \ldots Q_q.)$ : Facteurs supplémentaires déterminant le processus de forage.

La composition de l'équation (I.1), et sa résolution est liée aux difficultés énormes consistant avant tout dans la nécessité de la détermination du nombre des constantes physico-mécanique etc.

C'est pourquoi les valeurs des constantes physico - mécaniques des roches sont instables, donc on peut estimer que l'utilisation des méthodes analytiques de la détermination des régimes rationnels de forage est très complexe, c'est pour cette raison que nous avons dû utiliser les méthodes expérimentales en se basant sur les lois statistiques.

Cependant l'établissement de ces derniers exige la réalisation d'un grand volume de recherche expérimentale qui implique alors des difficultés sérieuses à surmonter.

L'aperçu de la recherche bibliographique que nous avons réalisé témoigne que le volume considérable de recherche des régularités du processus de forage rotatif manque jusqu'à maintenant de larges généralisations permettant d'obtenir théoriquement ou expérimentalement

l’équation (I.1) pour tous les cas particuliers. En même temps, on peut estimer que le matériel entassé est suffisant pour commencer les tentatives de telle génération /8/.

Avec cela, l’obtention du but est préférable par la composition des équations empiriques entre ces paramètres faisant partie de l’équation (I.1).

### I-3-2- Analyse des résultas de l’étude du régime de forage des trous de mines :

L’aperçu des recherches connues dans le domaine nous a permis d’établir :

1-Jusqu’à présent seulement en U.R.S.S ont fait plus de 100 recherches;

2-L’étude volumineuse de ce matériel permet de distinguer quelques étapes de recherches. Dans le tableau (I.3) ; on présente les caractéristiques de ces étapes brièvement, et on indique les chercheurs qui ont effectué telle ou telle étape /9 ; 10/. /11 ; 12 ; 13 ; 14 /.

**Tab.I.3** Etapes de recherche

| Etape | Année | Caractéristique de recherche | chercheurs |
|---|---|---|---|
| I | 1935-1939 | Approbation de tarière dans les conditions de mines, l'établissement des paramètres essentiels caractérisant le processus de forage. | RADIONOV |
| II | 1940-1949 | Analyse du régime de travail des tarières dans les conditions de laboratoire. | EPCHTEIN |
| III | 1950-1951 | Argumentation de base physique du processus de destruction de la roche au forage. | CHRAINER |
| IV | 1950-1962 | Tentative d'établissement des corrélations ou de proportion rationnel entre les paramètres de forage. | IMSSE |
| V | 1963-1966 | Tentatives de généralisation des résultats de l'étude des paramètres de forage en fonction des propriétés physico mécaniques des roches. | ALIMOV |
| VI | 1967-nos jours | Recherches des dépendances décrivant le processus de forage | KRAPIVINE |

## I-3-3- L’Etude de la détermination des paramètres du régime de forage rotatif :

L’étude de la détermination des paramètres du régime de forage doit se faire en utilisant les particularités du processus de l’interaction de l’outil avec la roche.

Voir l’importance de ce moment, on a placé dans le tableau (I.4) les résultats de l’aperçu de recherche consacrée à cette question /15, 16, 17, 18, 19, 20, 21, 22, 23, 24, 24/25, 26/.

**Tab I.4 Interaction de l'outil dans la roche**

| Auteur Année | Schéma de l'interaction de l'outil dans la roche | Dépendances essentielles |
|---|---|---|
| **EPCHTEIN 1939** | Pn, Pr, δ, $h_1$, ω, Pn.μ | $Pn = h_1.tg\,\delta\,(R - r).Pr$<br>$Pr = 2{,}75(R - r)\,h_1 Ks + Pn.\mu$ |
| **CHRAINER 1950** | R, Pn, N, Pr, μQ, δ, μN, Q, θ, $h_1$, $l_1$ | $Pn = h_1.tg\ (R - r).Pch + \mu m\ h_1(R - r)Ks$<br><br>$Pn = m\,(R - r)\,.\,h_1\,(1- )Ks + \mu P_1 \cos\theta$ |
| **POROVSKI 1954** | A - A, Pn, Pr, ω, $h_1$, B, A, A | $Pn = B\,h_1^{\lambda}$<br><br>$Pr = 2A\,h_1^{\lambda}/R + r$ |

**Suite tableau I4**

| Auteur<br>Année | Schéma de l'interaction de l'outil contre la roche | Dépendances essentielles |
|---|---|---|
| KOUTCHEROV<br>1965 | | $\frac{\delta\ max}{\zeta\ max} = \frac{2(1-\sin(a+\alpha))}{1+\cos(a+\alpha+\alpha_1)} \cdot \cos\alpha$ |
| SOUKHANOY<br>1967 | | $Pr = \frac{Pn\ (R-r)h1 \cdot \sin(\delta+2\alpha)}{\cos\delta \cdot \cos^2\alpha_1}$ |
| KRAPVINE 1969 | | $Pn = \frac{Ksh_1 .(R-r-)(\cos\beta - \mu \sin\beta)}{f_t} + R_d$<br>$2\sin(\omega + B) .(\sin\omega)$<br><br>$Pn = \frac{Ksh_1 .(R-r-)(\sin\beta - \mu\cos\beta)}{R_d\ f_t} + \alpha$<br>$2\sin(\omega + B) .(\sin\omega)$ |
| ORIOV<br>1969 | | $Pn = Nn(\sin\gamma + \mu_1 \cos\gamma) + \Delta Pr$<br><br>$Pr = Nn(\cos\gamma + \mu_1 \sin\gamma) + \alpha Pn$<br>$Pn = K .R_K.fp$ |
| MESMOTRIADEV<br>1969 | | $\Delta Pn = Pr .\sin\beta$<br>$\beta = 63°$ |

**Suite tableau I4**

| Auteur Année | Schéma de l'interaction de l'outil contre la roche | Dépendances essentielles |
|---|---|---|
| MIKHAILOV 1659 | Pn, Pr, θ, c, ω, Δz, Pc | $Pn = \dfrac{2h1 . R \sin\gamma. Ks}{\cos \omega 1 . \sin(\omega + \gamma)} + a_1 RRz$<br>$Pr = \dfrac{h1 . R \cos\gamma. Ks}{\sin\omega . \cos(\omega + \gamma)} + a_1 a_2 R$ |
| ALIMOV 1962 | Pn, Pr, ω, α, θ, $h_1$ | $Pn = B . h_1$<br>$Pr = \dfrac{2R}{R + r} . h_1$ |
| GUETOPANOV | P, P | Pn = f (h1 , t)<br>Pr = K . Pn<br>K = constante |
| BERON 1963 | α, P, P, $\mu_1$, R, R, N, N, ω, R | Pn = Rz .ft<br>Pr = Nc ( cos γ + μ sin γ ) + μ . Pn |

## I-3-4- Processus de la destruction de la roche avec l'outil à molettes :

Les machines considérées permettent de présenter le processus de la destruction de la roche par outil molettes (tricône) lors du forage rotatif de la manière suivante (Fig.I.3) d'après /16/.

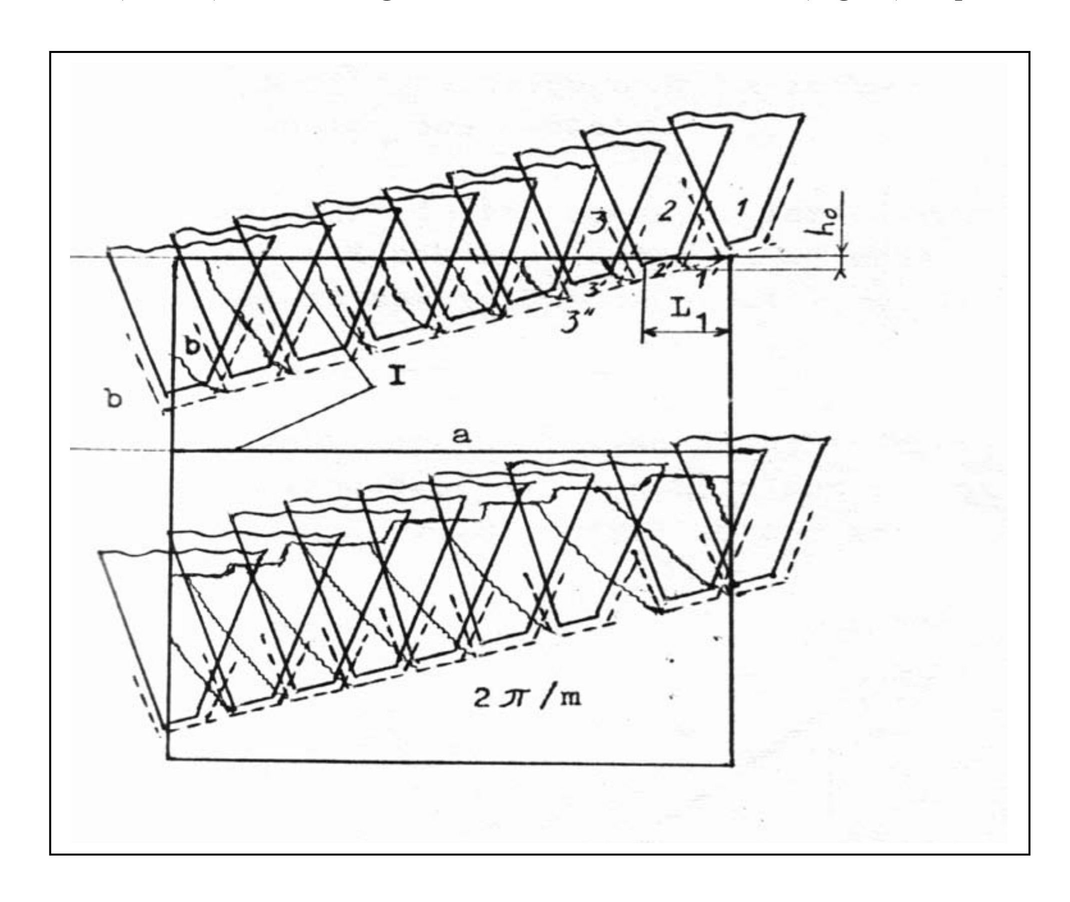



**Fig.I.3** Schéma des positions de l'outil lors du forage à molettes

a- Début du forage.

b- Processus stable.

Lors du premier moment l'outil sous l'action de la force axiale crée par le mécanisme d'avancement s'enfonce dans la roche à la profondeur $h_o$.

Lors de la rotation et l'avancement de l'outil, la résistance de la roche devant le pan avant augmente, la détérioration de la tige et de l'outil commence, le mouvement se ralenti grâce aux forces potentielles et ayant dans le système élastique et couple de rotation de la commande qui produit la désagrégation des particules solides de la roche le long de toute la longueur du tricône /28/.

Après la désagrégation, l'outil se déplace de la position (1,1') à la position (2).

Les forces de résistance augmentent et le mouvement de l'outil se ralenti ; donc on peut suggérer qu'en résultas des petites rigidités de la tige, la pénétration suivante de l'outil se produit lors du temps supérieur à celui du premier cas et se déplace de la position (2 à 2').

La valeur $h_o$ est conditionnée par les paramètres géométriques de l'outil, la résistance de la roche, et la force axiale.

Durant la pénétration suivante, la force de coupage commence à augmenter jusqu'à une nouvelle désagrégation le long de la ligne (2" )

L'outil occupe la position (3) après avoir détruit les bavures de la taille. Après l'augmentation de la force axiale, l'outil occupera la position (3"), ensuite la désagrégation se fait à la ligne (3") ainsi changeons les mouvements, l'outil occupera la position (b) en rotation d'un angle de 2 л/m.

On aura les copeaux avec l'épaisseur ($h_1 = h_0 * b = h/m$) qui est détruite par l'outil, ensuite la pénétration totale ($h_1$) qui est l'avancement lors d'un tour sera conditionnée par la somme des pénétrations, une telle présentation du processus de la destruction permet d'expliquer beaucoup de phénomènes ayant lieu durant la fonction /16/.

I- Zone de destruction de la roche par frottement ;

II- Zone transitoire ;

III- Zone de destruction en volume ;

IV- Zone où la vitesse de forage Vf n'augmente point avec l'accroissement de la force axiale $P_{ax.}$

La plus grande efficacité du forage est obtenue dans la zone (3), où la vitesse de forage dépend linéairement de la force axiale.

Dans ce cas la destruction de la roche se produit sous la forme de grandes particules ce qui est confirmée par le minimum du travail volumique

**I-3-5- L'Indice important de l'efficacité du forage rotatif :**

L'indice important de l'efficacité de forage est la vitesse de pénétration lors du forage à molettes, la vitesse dépend des facteurs tel que :

- Force axiale, vitesse de rotation.
- Paramètres géométriques de l'outil.
- Propriétés physico mécaniques de la roche.
- Mode d'évacuation des déblais, etc….

Le sens principal du processus de forage rotatif peut être expliqué par la dépendance entre la vitesse de forage ou bien par l'avancement spécifique de l'outil, et la force axiale /27/.

La vitesse de forage et l'avancement spécifique de l'outil sont liés par la dépendance

($V_f$ = n.h) c'est pourquoi si n = constante, les dépendances Vf (h) = f (P) seront analogiques (fig.I.3).

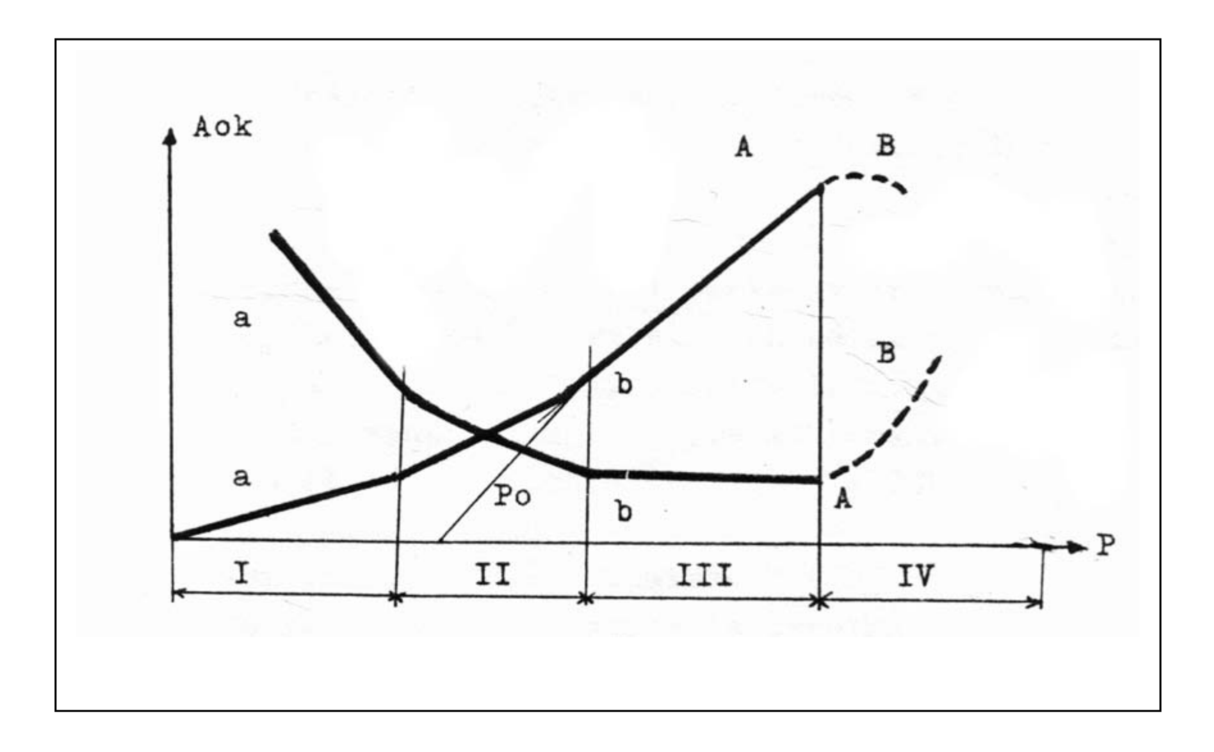



Fig Dépendance de la vitesse de forage et du travail de destruction en fonction de la force axiale Pax.

Dans ce cas la destruction de la roche se produit sous la forme de grandes particules ce qui est confirmée par le minimum du travail volumique.

### I - 3- 6- Résultats des recherches expérimentales :

Les résultats des recherches expérimentales montrent que la vitesse de forage s'accroît avec l'augmentation de la force axiale et la vitesse de rotation. A titre d'exemple on a présenté sur les fig.1.5a et 1.5b les données expérimentales en cas de la destruction du fer /29/.

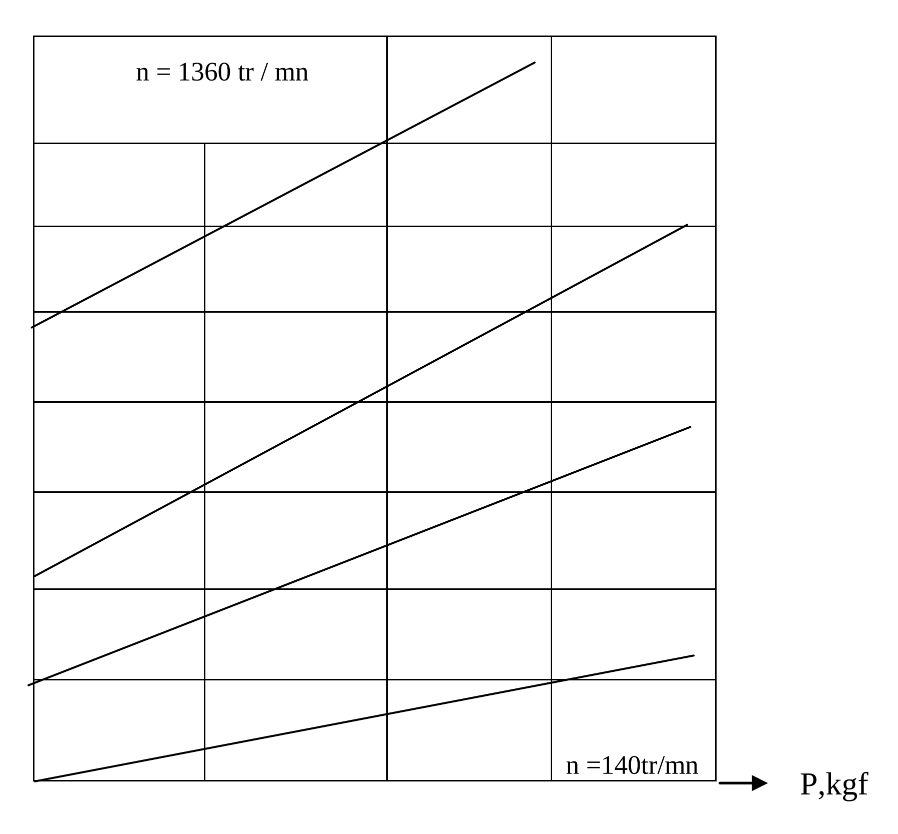



**Fig.I. 5a** dépendance de la vitesse de forage en fonction de la force axiale
h=1,1x 400 m/mn ; cf= 6 à 8 :a = 2mg

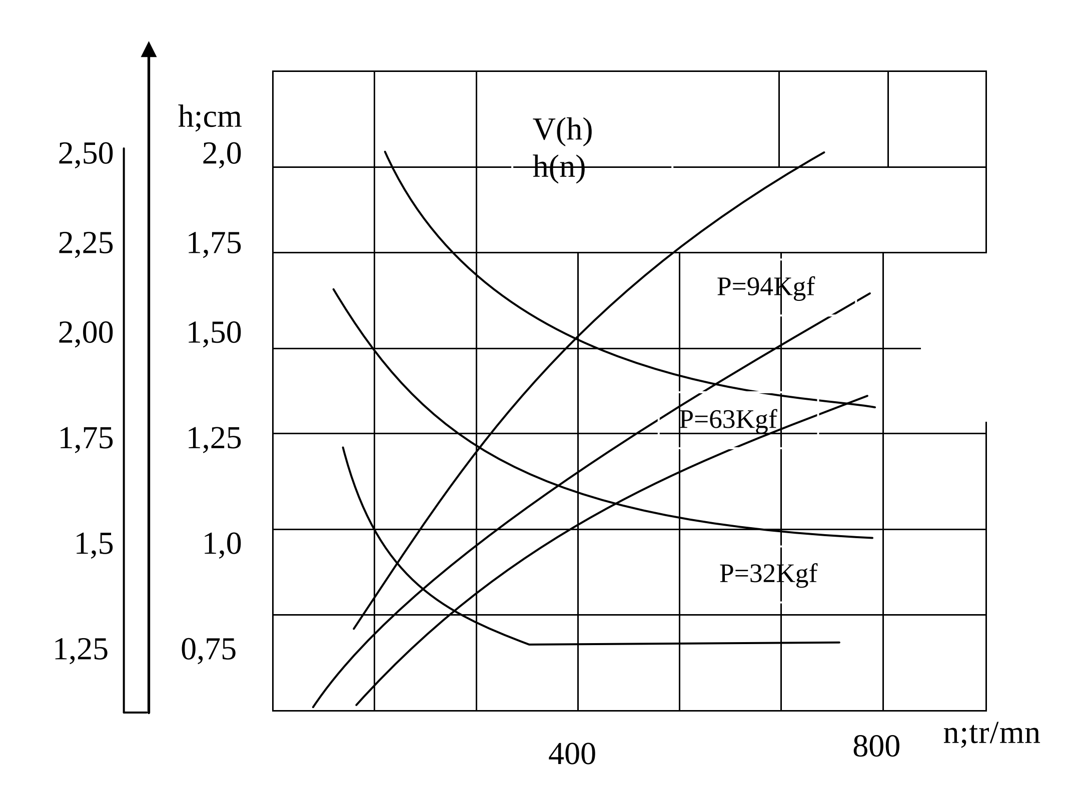



**fig. I.5b** -Dépendance de vitesse de forage et l' avancement de l'outil en fonction de vitesse rotation . fer avec f= 6à 8; a=3m g

## I- 3- 7- Paramètres de réglage de la machine :

L'augmentation de la force axiale et de la vitesse de rotation se limite par les caractéristiques techniques de la machine de forage, les indices économiques etc. ainsi le problème de la détermination des paramètres de réglage qui donnent les meilleurs résultats technico-économiques se pose /9/.

## I - 3- 8- Voies de la détermination de la vitesse de forage rotatif :

A présent, il est connu deux voies suivantes de la détermination de la vitesse de forage rationnelle assurée par une machine de forage dans les conditions d'exploitation définies.

En utilisant les dépendances $V_f$ = f(P,n) ou bien h=f(P,n) obtenues expérimentalement ou à l'aide des calculs avec l'application des formules permettant de décrire les données expérimentales, et tenant compte des caractéristiques techniques de la machine de forage on détermine la vitesse maximale possible de forage, sa valeur rationnelle est déterminée par l'utilisation des formules obtenues théoriquement /13,30/; ensuite on tient compte des recommandations des paramètres rationnels de réglage , ainsi que des limites du coté de la construction de la machine.

Comme dans le cas précédent, la valeur rationnelle de la vitesse de forage est déterminée avec l'utilisation de divers critères /14, 31/. Chacune de ces méthodes a quelques avantages et inconvénients, c'est pourquoi il faut les comparer et trouver la meilleure de ces méthodes permettant de recevoir les résultats les plus proches des résultats réels.

tableau I-5Différentes carrières algériennes utilisant le forage à molette

| carrière | Marque de l'engin | N^bre | Type de l'outil | Diamétre de l'outil,mm |
|---|---|---|---|---|
| Ain el Kebira | Ingersol Rend | 2 | Molette | 160 |
| Djebel onk | Ingersol Rend<br>Hausher | 6<br>1 | Molette<br>Molette | 100 – 160<br>160 |
| Rais hamidou | Joy | 1 | Molette | 150 |
| Meftah | Ingersol Rend<br>Holman | 1<br>1 | Molette<br>Molette | 160<br>160 |
| L'ouenza | Ingersol Rend<br>Gardner Fenver<br>Atlas copco | 5<br>1<br>1 | Molette<br>Molette<br>Molette | 160<br>170<br>170 |
| Ain touta | Ingersol Rend | 2 | Molette | 160 |
| Boukhadra | Ingersol Rend<br>Gardner Denver | 2<br>1 | Molette<br>Molette | 160<br>170 |

## I.4.schéma du processus de forage:

L'exploitation rationnelle des machines de forage demande une connaissance profonde de la nature du terrain.la résolution de ce problème demande une analyse détaillée du processus de forage.

Le processus de forage est l'ensemble des opérations qu'on doit exécuter pour forer un trou,tel que : vitesse de rotation,poids et soufflage donnés à l'outil de forage. La pénétration de l'outil dans la roche est soumise à certains paramètres tels que:

- nature de la formation (dureté, abrasivité, humidité….)
- paramètres des travaux de tir (diamètre du trou, angle d'inclinaison,type et quantité d'explosifs,distance entre les trous).
- Paramètres de réglage (vitesse de rotation et poids exercé sur l'outil)ces paramètres sont limités par la puissance de commande et la hauteur des dents de l'outil.
- Indices qui caractérisent l'organisation du travail (coefficient d'utilisation de la machine, temps de manœuvre).
- Paramètres de sortie caractérisant les résultats de ce processus (prix du mètre foré, prix du mètre cube des roches abattues, vitesse de pénétration).

A partir du schéma principal du processus de destruction des roches par la machines de forage présenté par la figure 1.6 /51/. On peut tirer le même schéma pour le cas du forage à molettes (fig.I.7)

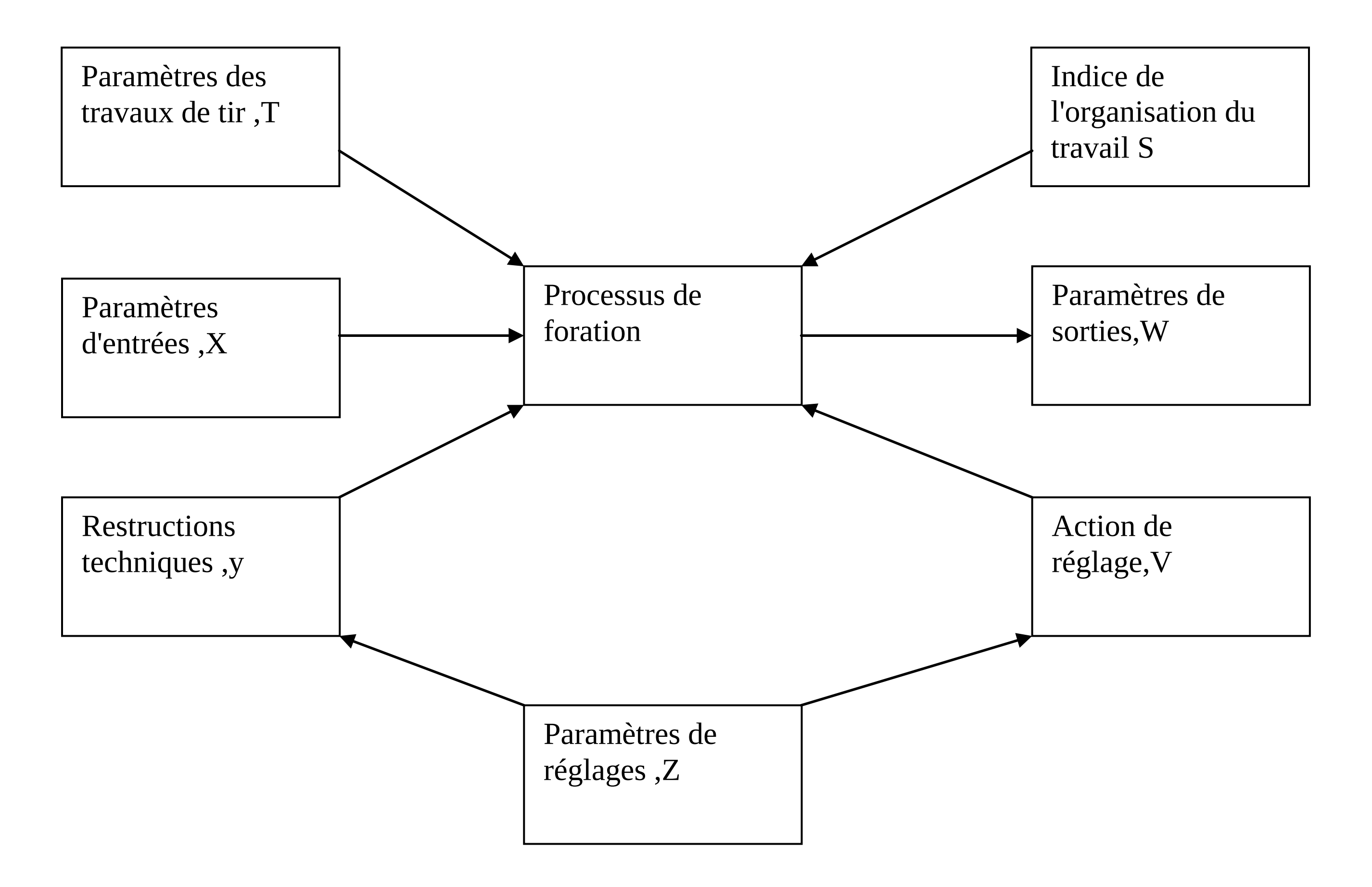



Fig I-6 Schéma principal du processus de destruction de la roche par les machines de forage.

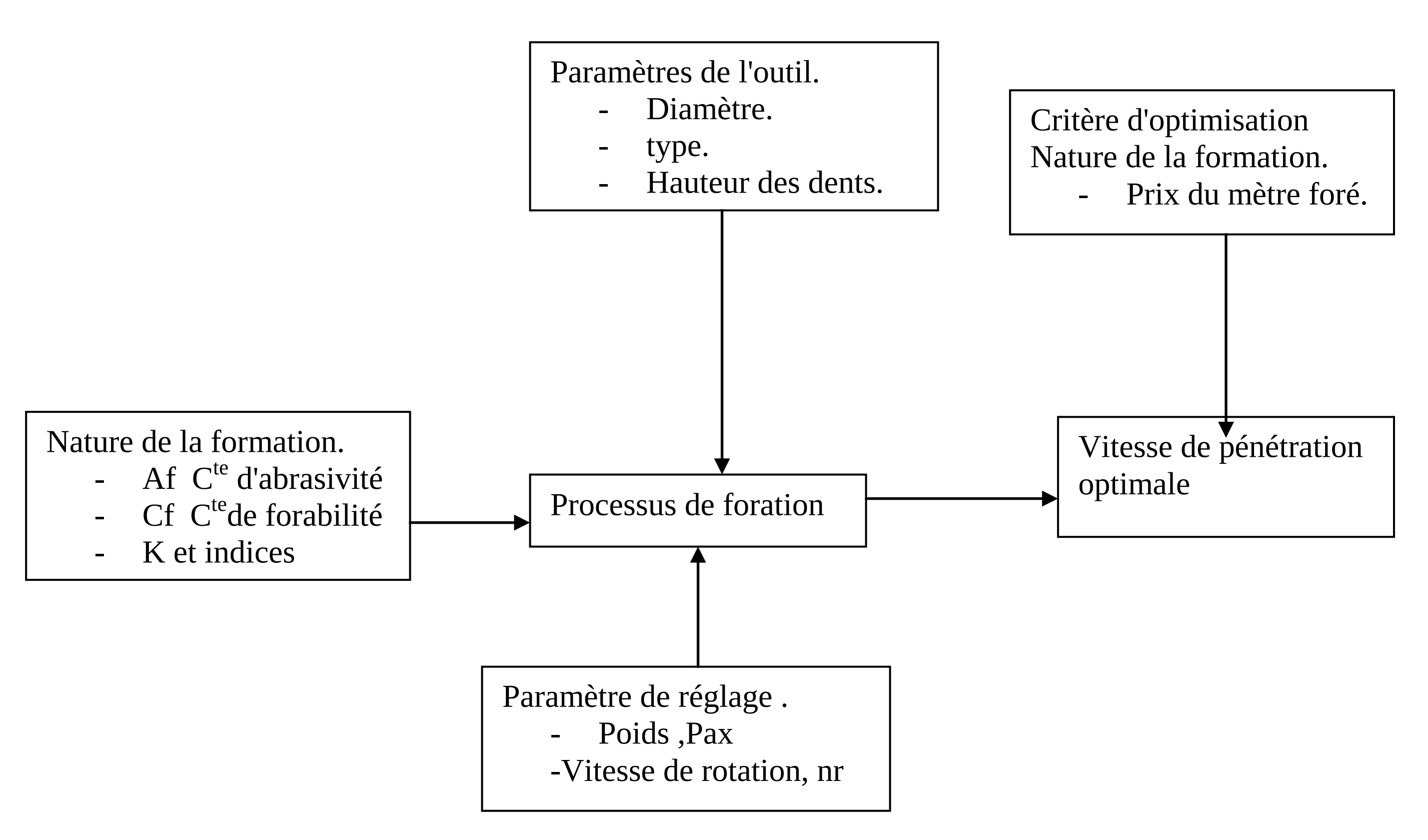



Fig I-7 schéma principal du processus de forage à molette

## I.5.Principe du choix des outils:

Les terrains traversés par le forage présentent une grande variété de dureté ou plutôt de forabilité. Pour détruire des roches ayant de telles différences de forabilité. Les outils utilisés procéderont suivant des principes différents.

Les outils pour terrains tendres doivent avoir des dents effilées pour pénétrer profondément dans la roche et un mouvement de "ripage" important pour enlever le maximum de terrain.

Les outils pour terrains durs doivent avoir des dents courtes et robustes, que l'on pourra charger avec des poids importants pour éclater la roche.

Pour ces outils, le ripage est inutile et même invisible car il ne pourrait que provoquer une usure prématurée de la denture par frottement sec des roches forées.

Pour les terrains tendres, mi-tendres et mi-dures,les outils les plus utilisés sont les tricônes à molettes. Ces outils ont trois molettes portant une denture ayant une géométrie variable suivant la fonction destinée.

Les molettes d'un tricône permettant de réaliser les actions d'arrachement de la roche sont contenues dans un volume très réduit, déterminé par le diamètre de forage .cette contrainte a conduit à un compromis entre la hauteur des dents,l'épaisseur de la coquille des molettes et la taille des roulements

La hauteur des dents par rapport au diamètre du tricône différencie aussi les réactions des tricônes selon leur affectation. Terrains tendres, moyens ou durs.

Pendant l'interaction outil terrain , la hauteur des dents influe directement sur le couple C de transmission qui varie en fonction du poids P appliqué sur l'outils /15/.pour la facilité du raisonnement,on admet le plus souvent que C est proportionnel à P et on appelle couple spécifique le rapport:

$$m_{sp} = \frac{c}{w}\eta' \qquad m \cdot daN / 10^3\ daN \qquad \text{(I. 2)}$$

où le rendement mécanique des molettes.

$\eta_t = 0{,}98 \div 0{,}96$ pour les tricônes neufs.

$\eta_t = 0{,}45 \div 0{,}4$ Pour les tricônes usés.

L'expérience montre que:

Dans les terrains durs $5 \langle m_{sp} \langle 8{,}5$ $m \cdot daN / 10^3\ daN$

Dans les terrains moyens $9 \langle m_{sp} \langle 12{,}5$ $m \cdot daN / 10^3\ daN$

Dans les terrains tendres $13 \langle m_{sp} \langle 16{,}5$ $m \cdot daN / 10^3\ daN$

La hauteur de la dent peut être déterminée selon la formule suivante :

$$R_m = \left( \frac{m_{sp} - R_m \cdot K1}{r_m \cdot K_2} \right) r_m \qquad \text{( I. 3)}$$

Où : $K_1$ – coefficient spécifique de la roche ; $K_1 = 0{,}9 \div 0{,}75$

$K_2$ – coefficient spécifique du tricône ; $K_2 = 0{,}96 \div 0.8$

$R_m$ – rayon moyen du tricône ;

$r_m$ – rayon moyen des molettes ;

La figure (I.3) montre schématiquement comment varie la géométrie des différentes nuances d'outils à denture nécessaire au forage de la plupart des terrains rencontrés par les paramètres suivants :

- Forabilité ;
- Abrasivité ;
- Dureté ;
- Fissureté ;
- Humidité ;

D'après cette figure cette figure on voit que nous avons besoin de forer plus fréquemment les roche tendres et homogènes.

Il est évident aussi que ces roches demandent des outils à leur forage . les outils les plus utilisés pour ces paramètres de roches sont les outils à denture fraisée (Outils à lames) dont le choix peut être effectué d'après le tableaux 2, où la classification des outils du forage et faite selon la série, le type et la configuration de l'outil.

Pour les tricônes à denture fraisée,12 nuances d'outils sont disponibles pour des duretés de roches différentes, et il y a de nombreux recouvrements d'une nuance sur l'autre, il en résulte le choix de base doit se faire dans les plages d'avancement suivantes /44/

1 - 1 - 1…………………TS 2 : inférieur à 20 m/h

1 - 3 - 1………………..TS 5 : de 8 à 20 m/h

3 - 1 - 1…………………TM 2 : de 3 à 8 m/h

2 - 3 - 1…………………TM 8 : de 0 à 5 m/h peu abrasif.

3 - 2 - 1………………..TH 3 : de 0 à 5 m/h abrasif.

Le premier chiffre repère la dureté de la formation à laquelle est adapté chaque outil ( de 1 à 3) pour les outils à denture fraisée (tendre,moyen,dur).

Le deuxième chiffre (de 1 à 4) divise chaque catégorie de terrain en quatre sous – groupes.

Le troisième chiffre repère les caractéristiques communes aux outils. Ces gammes d'avancement correspondent à l'utilisation des paramètres optimaux.

En 1971, L' I.A.D.C (International Association of Drilling Contractors) a adopté une dénomination systématique des tricônes en fonction des caractéristiques suivantes :

- denture fraisée ou à carbure.
- dureté comparée des roches auxquelles ils sont destinés.
- Caractéristiques mécaniques communes aux outils à denture fraisée et à carbure.

Donc, avant de commencer un forage , un programme d'outils doit être réaliser .ce programme ne devra être modifié lors du forage que si les conditions rencontrées ne correspondent pas aux prévisions.

Il est clair qu'aucune méthode rigoureuse ne permet de résoudre ce problème. Ce choix est donc empirique et nécessite l'utilisation des références .De plus, chaque fabriquant met à la disposition des utilisateurs une variété de gamme d'outils (tableau I.3).

Chacun d'eux possède des caractéristiques particulières quant à son aptitude à forer de terrains plus ou mois durs ou abrasifs, à la nature de ses roulements.

## I.6. Influence des paramètres de forage sur la vitesse de pénétration :

Comme il a été dit au début du chapitre .la vitesse de pénétration se trouve en corrélation directe avec les paramètres de forage : poids, vitesse de rotation, état de l'outil et la nature des roches forées.

Selon Graham MUENCH /39 /,on souligne que la vitesse de pénétration est une équation proportionnelle à la nature de la formation ,la profondeur du trou,la vitesse de rotation et le poids sur l'outil.

$$Vf = CF \cdot L^k \cdot n_r^{0,6}.Pax \qquad (I.4)$$

ici Z est la profondeur du trou.

Cette méthode est abandonnée par ses utilisateurs, car elle ne tient pas compte de l'usure des dents de l'outil.

Le même travail a été fait par Ivanov /56/ et RJEVSKI V.V

Où la vitesse de pénétration est proportionnelle à la pression axiale exercée sur l'outil et la vitesse de rotation et inversement proportionnelle à la dureté des roches et le diamètre du trou. Ces méthodes ne tiennent pas compte du développement de l'usure des dents en fonction du temps de forage,elles peuvent être appliquées sur les outils très durs où l'usure est presque nulle.

D'après Young / 21/, la vitesse de pénétration est proportionnelle à la vitesse de rotation et le poids exercé sur l'outil et inversement proportionnelle à l'usure dents de l'outil.

$$Vf = \frac{C(Pax - Po)n^k{}_r}{1 + KD} \qquad (I.5)$$

où: D – taux d'usure des dents de l'outil;

$P_0$ – poids sur l'outil de tiges ;

Pax –poids exercé par la machine ;

K –constante liée à la nature de la formation, caractérisant la variation de la vitesse de rotation pendant le forage.

L'influence de l'usure des roulements sur la vitesse de pénétration.

La relation entre la vitesse de pénétration ,la force axiale et la vitesse de rotation des molettes a été examinée par FINGERIT M./40/ sous une forme générale

$$Vf = F(P, n, a_1, a_2, ....., a_n) \qquad (I.6)$$

Où :

$a_1,a_2,……….a_n$ sont les coefficients dépendant de l'interaction des molettes avec la roche .

Il a aussi examiné plusieurs méthodes touchant la vitesse mécanique de pénétration où les coefficients dépendant de l'interaction entre outil et roche sont assez nombreux et difficiles à déterminer pour le cas général

$$Vf = a_1 \cdot {n_r}^{a2} \cdot Pax^{a3} \qquad (I.7)$$

$$Vf = a_4 \cdot n_r \cdot Pax^{1,4-0.002n} \qquad (I.8)$$

$$Vf = a_5 \cdot {n_r}^{a6} \cdot Pax \qquad (I.9)$$

$$Vf = a_7 \cdot Pax\left(1 - e^{-a8} \cdot n_r\right) \qquad (I.10)$$

Il est évident que ces équations dépendent des conditions d'interaction de l'outil avec la roche qui varient toujours pendant le forage.

Le principal critère de ces équations dépend des paramètres des roches et des équipements.

Il est à noter qu'à la suite de l'interaction de l'outil avec la roche, on doit changer les paramètres du régime de forage .or, n'importe quel coefficient

( $a_1$, $a_2$,………..$a_8$ ) ne peut être efficace durant tout le processus de forage .prenant comme exemple la relation Vf ($n_r$) et Vf (Pax) présentée sur la figure 1.4-a,b.

La présentation originale de la vitesse d'avancement / 12 / peut s'écrire sous la forme suivante :

$$Vf = C\left(\frac{Pax}{d}\right)^{k1} \frac{{n_r}^{k2}}{\left(KD^2 + KD + 1\right)^k} \qquad (I.11)$$

Avec 0.6< K1<1

0.428 < K2 < 0.75 suivant la dureté de la formation.

D – taux d'usure des dents de l'outil ;

C – constante de forabilité ;

W – poids sur l'outil ;

K - constantes liées à la nature de la formation.

Cette méthode tient compte d'un principal facteur du taux d'usure des dents de l'outil D.

Il est à noter que dans cette méthode existent plusieurs coefficients qui portent les mêmes désignations mais de différentes valeurs et il n'existe pas des recommandations pour leur calcul.

L'équation de la vitesse de pénétration (I.11) a été corrigée par A.LUBINSKI /45/ .Elle peut être présentée sous la forme suivante :

$$Vf = CF \cdot \frac{\overline{P}^k \cdot r(n_r)}{[a(D)]^p} \qquad (I.12)$$

Où : P – poids équivalent sur un outil de diamètre 7.7/8

$$\overline{P} = Pax\frac{7,7/8}{H}$$

H – diamètre de l'outil avec lequel on est arrivé à cette équation (I.12).

r – la vitesse de rotation à une puissance fractionnaire à savoir.

$$r = \left[ e^{-\frac{100}{n_r^2}} \cdot n_r^{0,43} + 0,2n_r\left(1 - e^{-\frac{100}{n_r^2}}\right)\right]$$ ( pour formations dures et moyennement dures, telles que calcaire et dolomies) ;

$$r = \left[ e^{-\frac{100}{n_r^2}} \cdot n_r^{0,75} + 0,5n_r\left(1 - e^{-\frac{100}{n_r^2}}\right)\right]$$ (pour formations dures et moyennement tendres, telles qu'argiles et couches rouges) ;

K – exposant du poids

K = 1.0 ( pour toutes les formations sauf pour les très tendres)

K =0.6 ( pour les formations très tendres).

p – exposant de ( a)

p =1.0 ( pour une usure de la denture donnant un sommet plat ; fig.1.10)

p = 0. 5 ( pour une usure de la denture du type auto affûtage
ou écaillage ; fig.1.10)

a –fonction croissante de l'usure des dents

$$a = 0.93 D^2 + 6 D + 1$$

il est évident que les différences entre la présentation de Galle et WOODS et celle corrigée par A.LUBINSKI sont les suivantes :

1-Le sujet est présenté ici de façon " cartésienne" c'est _ à dire en une suite logique ,sans séparation en deux parties,la première contenant le mode d'emploi des découvertes et la seconde les développements mathématiques.

2-Quelques poids de cette théorie sont éclaircis.

3-La présentation initiale n'applique pas certaines parties.

La recherche présenté par A.CHOQUIN /44/ n'est qu'un développement de la méthode de Galle et WOODS /38/. Cette méthode définit la loi de variation du poids et de la vitesse de rotation en fonction du temps de rotation de l'outil. L'auteur de cette méthode a justifié pleinement l'écart de quelques % du prix du mètre foré en se basant sur l'empirisme des équations fondamentales et l'hétérogénéité des terrains qui permet la simplification du calcul de la vitesse de pénétration .

La vitesse de pénétration d'un outil est donnée par l'équation empirique suivante:

$$Vf = CF \cdot \frac{\overline{Pax}^{k} \cdot n_r^{\alpha}}{a^{p}} \quad ; \qquad (I.13)$$

dans l équation (I.13):

$n_r$ – est la vitesse de rotation

$\alpha$ - exposant de N, est une constante liée à la nature de la formation forée.

$\alpha$ = 0,4 dans les terrains durs .

$\alpha$ = 0,8 dans les terrains tendres.

a - comme on l'a déjà indiqué, représente la fonction croissante de l'usure relative des dents D.

D – étant la fraction usée, de la hauteur initiale de la denture qui aussi s'exprimer par $\frac{h_0 - h}{h_0}$

$h_0$ – étant la hauteur initiale de la dent;

h – la hauteur résiduelle de la dent usée (Fig. I.8 ).

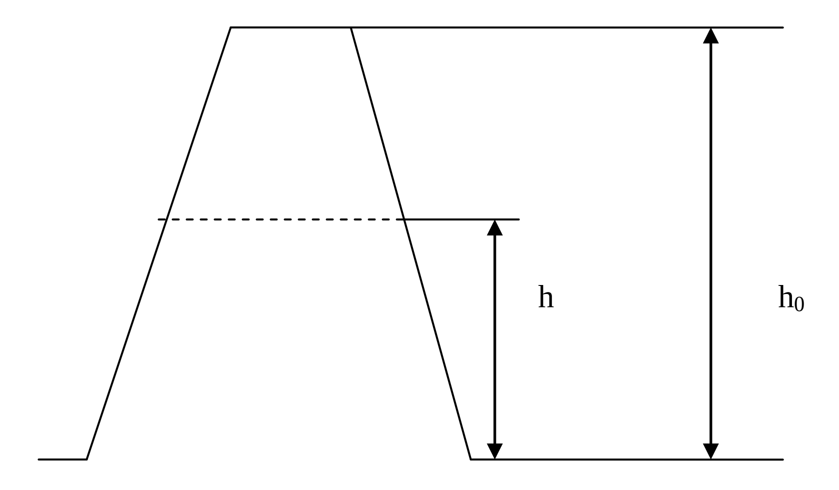



Fig. I.8- présentation schématique de la hauteur résiduelle.

A.MILHOMME /1/ a réalisé une étude purement théorique sur le régime de forage, il a cherché la relation qui existe entre la vitesse de pénétration et le métrage

Tab.I.6 Méthodes de la détermination de la vitesse de pénétration

| Méthodes | Vitesse de pénétration |
|---|---|
| MILHOMME | $Vf = \dfrac{p}{p/v + D_0 n_r + t_M}$ |
| GRAHAM MUENCH | Vf =Cf. $Z^K$. nr $^{0,58}$ . Pax |
| GALLE ET WOODS | Vf =Cf((Pqx/d)$^{k1}$.n$^{K2}$/(KD$^2$+KD+1)$^k$ |
| YOUNG | $Vf = \dfrac{cf\,(Pax - P_0)n_r^{\,K}}{1+KD}$ |
| CHOQUIN | $Vf = cf\,\dfrac{Pax^k \cdot n_r^{\,\alpha}}{a^p}$ |
| REED | $Vf = cf\left(\dfrac{Pax}{d,D}\right)^2 \dfrac{2 \cdot D \cdot n_r}{p(k + k \cdot n_r)}$ |
| PETROVKO | $Vf = \dfrac{v_0 \cdot n_r a^k}{n_r a + n \cdot t}$ |
| LUBINSKI | $Vf = cf\,\dfrac{Pax^{-k} \cdot r(n_r)}{[a(D)]^p}$ |
| RJEVSKI | $Vf = \dfrac{35 \cdot Pax \cdot n_r}{d^2 \cdot f}$ |

Où $T = t + D \cdot t_m$

Avec :

L – métrage réalisé ;

T – temps total de forage y compris le temps de manœuvre ;

t – temps total de forage ;

D – durée moyenne d'une manœuvre ;

$t_m$ - temps mort.

En résumé :

1 – la vitesse de pénétration d'un forage se trouve en corrélation directe avec des paramètres de forage.

2 – la vitesse de pénétration est une équation proportionnelle à la nature de la formation,la la profondeur,la vitesse de rotation,le poids exercé sur l'outil et inversement proportionnelle à l'usure des dents de l'outil (voir tableau 1 . 4)

3 – il n'existe pas de recommandations minutieusement établies pour déterminer la relation entre les paramètres et le régime de forage.

## I.7. Domaine d'application de la force axiale :

D'après l'analyse théorique,on a établi la relation entre la vitesse de forage et les paramètres qui l'affectent.

Pour forer un trou de mine,la force de poussée axiale est limitée par la surface de contrat et la résistance de la roche/42/

$$Pax = Fmax. \, б \qquad (I.14)$$

Où Pax– la force axiale ;

Fmax - la surface maximale de contact de l'outil avec la roche ;

Б - la résistance limitede la roche.

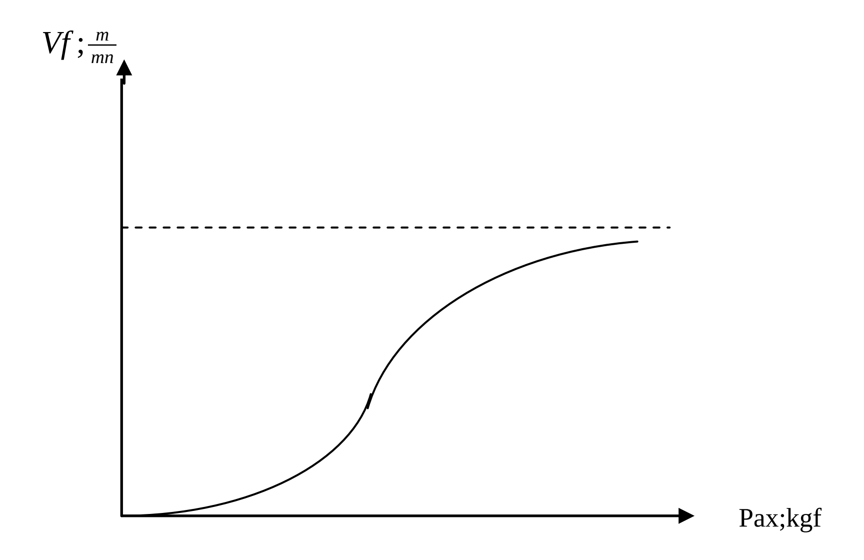



Fig . I .9 Influence de la force axiale (poids) sur la vitesse de pénétration

Il est à citer que l'augmentation de la force axiale W mène à l'accroissement de la vitesse de pénétration (Fig.I.9), qui atteint une certaine valeur appelée vitesse maximale qui ne peut être dépassée même si on augmente encore la pression axiale.

Cette situation correspond aux conditions lorsque les dents sont complètement pénétrées dans la roche où on aura la fragmentation de la roche sous forme de petits grains qui nous empêchent d'augmenter $P_0$ plus de la limite.

La Fig . (I .10) montre le champ d'application de la force axiale $P_0$ en fonction du type des roches et des outils. Cette force varie entre 200 et 1400 kgf/cm.

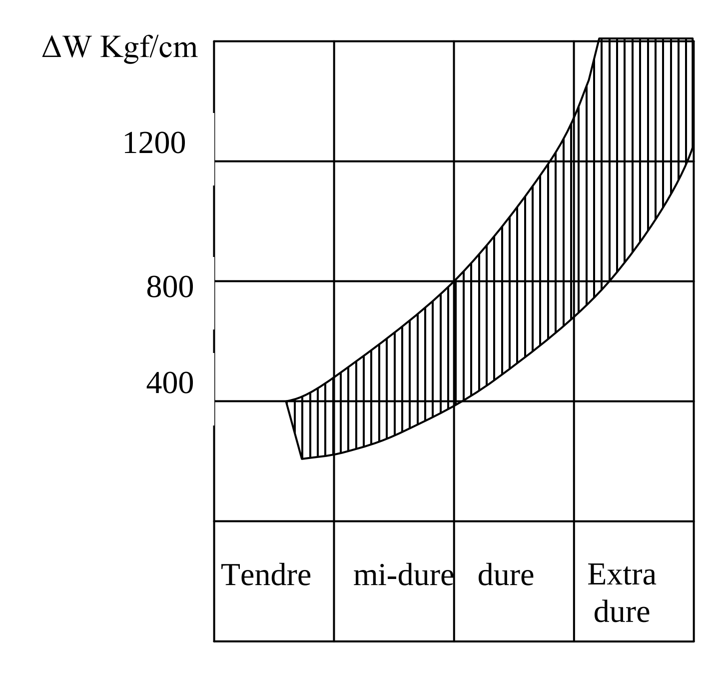


Fig.I.10 influence de la dureté des roches sur la pression axiale.

En conclusion on peut dire qu'une augmentation de la force axiale sur l'outil mène à une augmentation de la vitesse de pénétration et une diminution du métrage.

**1.7.1 Domaine d'application de la vitesse de rotation**

L'expérience /40/ montre qu'une augmentation de la vitesse de rotation des tricône provoque l'accroissement de la vitesse de pénétration ( Fig. I.11). Mais l'intensité de destruction des roches sur le front diminue. Ce phénomène s'explique par la diminution du temps de ce contact entre les molettes et la roche.

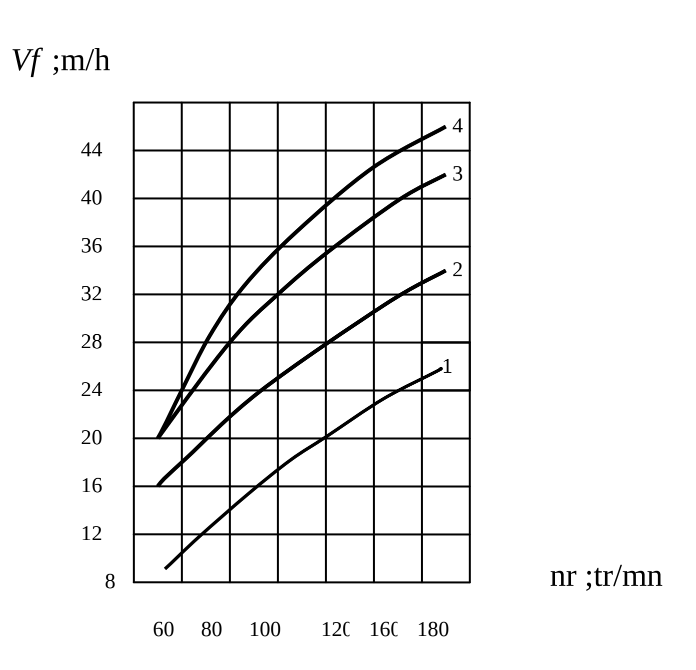



Fig.I.11 influence de la vitesse de rotation sur la vitesse de pénétration.

Pour préciser M.A. FINGERIT/40/ a présenté l'équation empirique de la vitesse de rotation maximale qui correspond au temps de contact minimal sous la forme suivante :

$$n_{r0} = \frac{2.10^4 . d}{D.Z} \qquad ;(I.15)$$

Où

D- diamètre de l'outil

d- diamètre du trou

Z- nombre de dents sur la périphérie d'une molette.

Plusieurs essais sur terrain ont été consacrés pour déterminer le temps minimal $t_0$ de contact de la denture de l'outil avec la roche.

En conclusion, on peut dire que l'augmentation de la vitesse de rotation donne un accroissement de la vitesse de pénétration,mais risque de ne pas avoir de pénétration si la vitesse de rotation dépasse la limite qui caractérise le temps de contact minimal $t_0$ .

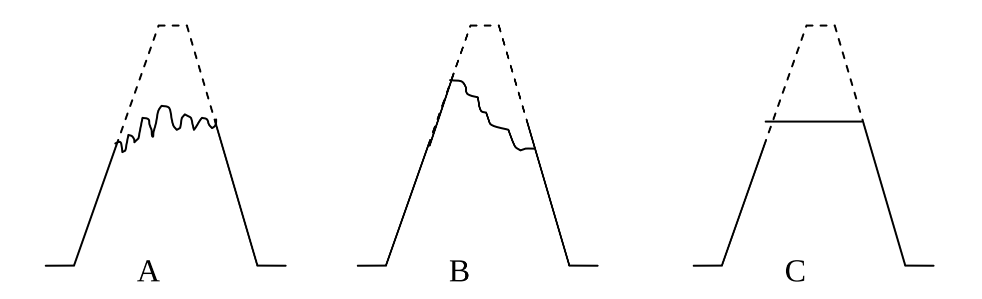



Fig.I.13 – différentes sortes d'usure de la denture

A – usure du type écaillage

B – usure du type auto affûtage

C - usure donnant un sommet plat

Les différentes sortes d'usure des dents présentées sur cette fig.

Sont le résultat de nombreuses expériences réalisées par des chercheurs /44;45/qui sont arrivés à conclure que l'usure du type écaillage se produit surtout dans les calcaires durs. L'usure du type auto affûtage résulte de l'abrasion de la face non rechargée au carbure. Elle se produit surtout dans les formations tendres légèrement abrasives. L'usure donnant un sommet plat des dents est peu fréquente et se produit dans les formations moyennement tendres.

Ces formes d'usure de la denture se manifestent lors de l'action d'une force de frottement Ff qui s'oppose à la force de cisaillement (Fig .I.14 a)

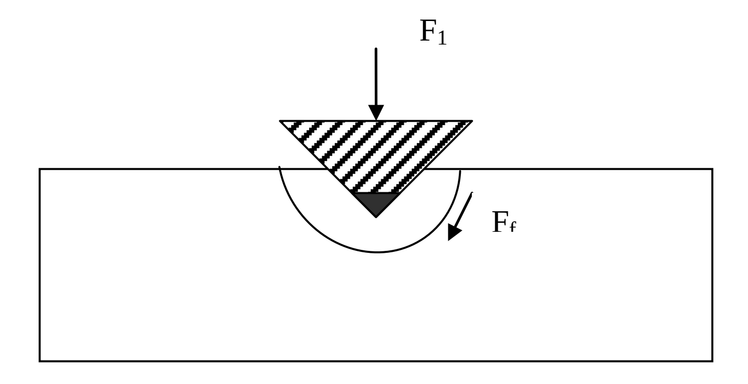



Fig.I.14 a $F_1$ – représente la pression axiale exercée par l'outil sur la roche
La force de cisaillement $\tau$ est supérieure à la force de frottement $F_1$

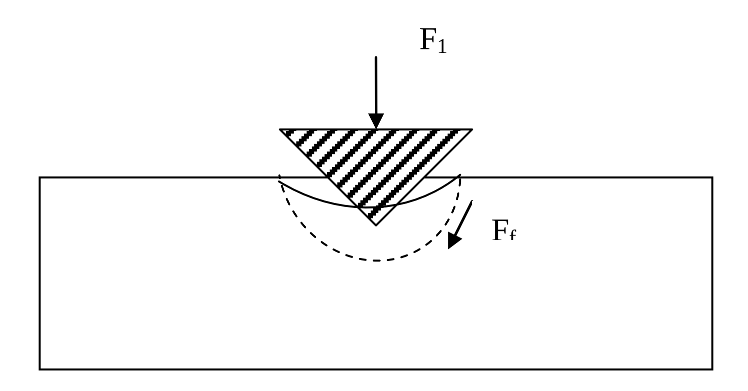



Fig. I.14 b

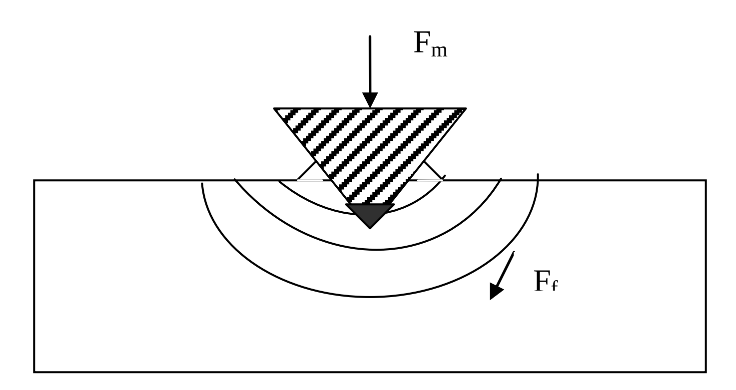



Fig. I.14 c

Il est évident qu’au cours de la pénétration des dents dans la roche sous l’action de la force F, une force de frottement Ff provoquée par la résistance au cisaillement qui s’oppose à F et provoque l’usure des surfaces de la denture en contact avec le terrain.

Le processus de la pénétration des dents de l’outil et les forces conditionnant l’usure du type auto affûtage de l’outil peuvent être expliqués selon le schéma ( fig . I .15) /55/

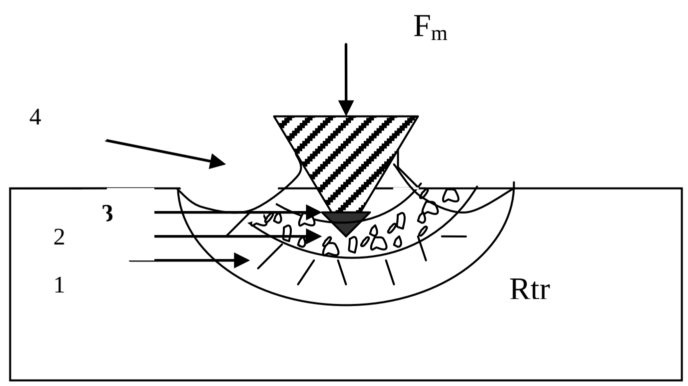



Fig.I.15 schéma général d’un processus de la pénétration de l’outil dans la roche

Où $R_a$ : frontière de la zone pulvérisée

$R_t$ : frontière de la zone de fragmentation

$R_{tr}$ : frontière de la zone fissurée

1 : zone de fissuration

2 : zone fragmentée

3 : zone pulvérisée

4 : zone de fracture

5 : type d'usure

## I . 8 paramètres d'usure des dents

La vitesse d'usure de la denture est un critère proposé au titre de paramètre, caractérisant l'efficacité d'un processus de l'interaction des molettes avec la roche et peut être exprimé par la formule suivante :

$$V_{id} = \frac{d_{id}}{d_t} \quad ; \quad (I.16)$$

Où

$D_{id}$- l'usure des molettes pendant le temps $d_t$

Où

$d_{id}$ - l'usure des molette pendant le temps dt

une large étude de l'analyse des données expérimentales /40/ indique qu'il existe une relation entre le métrage (h) et l'usure (Z) de l'outil en fonction du nombre total de tours.

Cette relation a pu se présenter par les formules suivantes :

$$Z = Z_1\left(\frac{n_r}{n_{r1}}\right)^{k_Z} \quad \text{où} \quad Z = Z_1\left(\frac{t}{t_1}\right)^{k_Z} \quad ; \quad (I.17)$$

Où

$K_z$ - est l'indice d'intensité de l'usure des molettes, mm/tr ;

nr, $nr_1$ – sont respectivement,le nombre de tours réalisés par un outil au bout d'un temps de rotation t et t1, en tours.

Z,Z1 – l'usure prélevé après un temps de forage t et t1,mm

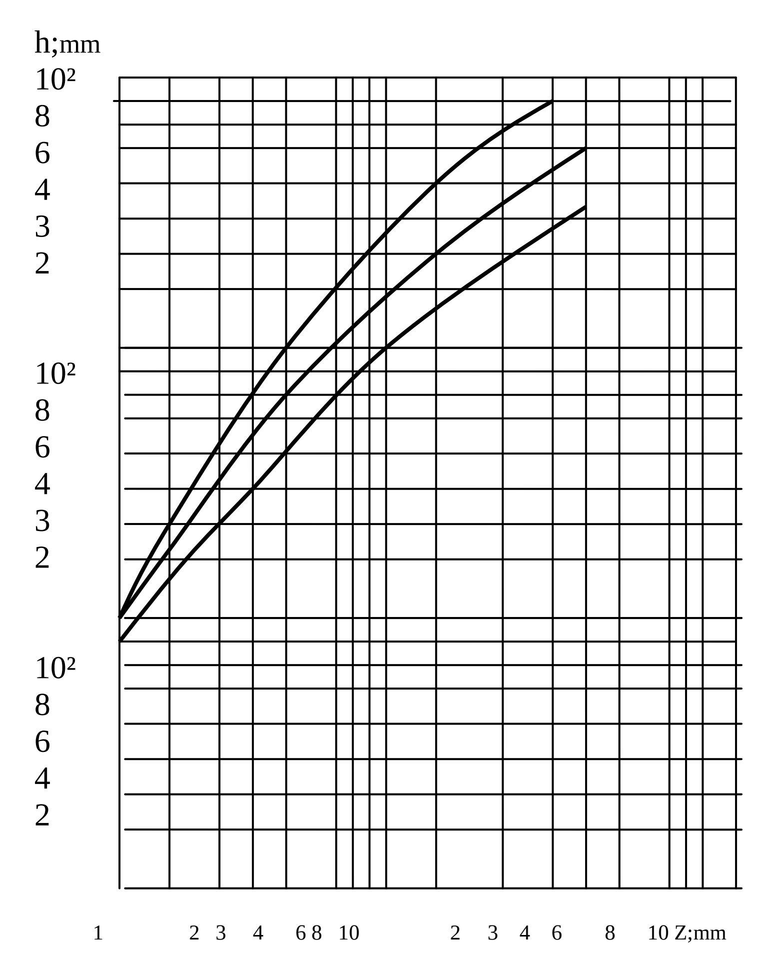



Fig I.16 – influence de l'intensité d'usure et de poids sur le métrage

L'équation de base de la vitesse d'usure de la denture est cependant difficile à évalué car les dents ne s'usent pas toutes à la même vitesse sur chaque rangée /44.55/.

L'équation empirique de la vitesse d'usure $\frac{dD}{dT}$ de la denture nous est donnée d'après la relation :

$$\frac{dD}{dT} = \frac{1}{AF} \frac{L(nr)}{a.m.(Pax)} \qquad ;(I.18)$$

Cette vitesse est proportionnelle à une fonction croissante i de la vitesse de rotation (fig 1.14)

$$i = nr + 4{,}35.10^{-5} nr^3 \qquad ; \qquad (I.19)$$

Elle est aussi inversement proportionnelle à la fonction décroissante m du poids (fig1. 14)

$$m = 1359 - 714{,}2 \log Pax \qquad ; \qquad (I.20)$$

La vitesse d'usure de la denture est aussi proportionnelle à une constante $\frac{1}{Af}$ appelée constante d'abrasivité qui représente les effets du type d'outil, du soufflage du trou,de la forme des dents et du terrain.

A partir de cela on peut conclure que la vitesse d'usure des dents $\frac{dD}{dT}$ est une fonction croissante de la vitesse de rotation et du poids et une fonction décroissante de l'usure de la denture.

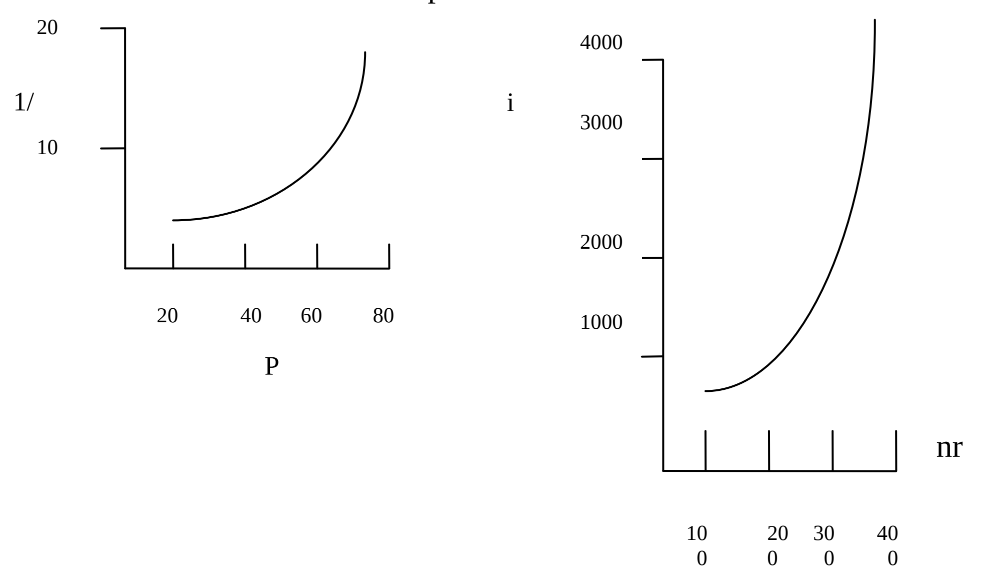



Fig. I.17 – effet du poids et de la vitesse de rotation sur l'usure de la denture.

La recherche originale présentée par Galle et WOODS/38/ montre la variation de la vitesse d'usure $\frac{dD}{dT}$ des dents de l'outil.

$$\frac{dD}{dT} = \frac{AF\left(nr + Knr^3\right)}{\left(KD^2 + KD + 1\right)\left(KLogPax / d\right)} \qquad ; \qquad (I.21)$$

Cette relation tient compte de plusieurs coefficients qui sont inconnus (chacun des coefficients K est différent bien que leur nom soit identique).

Où : Af – coefficient d'abrasivité du terrain.

N +KN$^3$ – représente la fonction croissante de la vitesse de rotation.

K-Klog $\frac{Pax}{d}$ - représente la fonction décroissante du poids sur l'outil.

Bien que cette équation tient compte de plusieurs facteurs influent sur la vitesse de l'usure de la denture, mais elle comporte de nombreux coefficients qui ne sont pas déchiffrés dans le présent ouvrage.

Selon Yong /54/la vitesse d'usure des dents est une fonction empirique de la vitesse de rotation du poids sur l'outil et du taux d'usure des dents d'outil. Elle est données par l'équation suivante :

$$\frac{dD}{dT} = AF\frac{nr + Knr^3}{(1 + KD)(K + KPax)} \quad ; \qquad (I.22)$$

Dans Cette équation,la vitesse d'usure des dents est proportionnelle à une fonction croissante de la vitesse de rotation et au coefficient d'abrasivité du terrain, en même temps elle est inversement proportionnelle au taux d'usure des dents D et le poids exercé sur l'outil Pax.

On remarque dans cette équation les coefficients K ne sont pas indiqués dans notre présent ouvrage.

L'équation empirique de la vitesse d'usure des dents selon Reed/53/ est proportionnelle à la vitesse de rotation. Le poids sur l'outil et les coefficients d'abrasivité et inversement proportionnelle au taux d'usure des dents et du diamètre du trou. Cette équation peut s'écrire de la façon suivante :

$$\frac{dD}{dT} = AF\frac{Pax^K + {n_r}^K}{(d.D)^2} \quad ; \qquad (I.23)$$

La particularité de cette équation par rapport à la précédente réside dans l'influence de la valeur du diamètre du trou sur la vitesse d'usure des dents. Cette dernière est inversement proportionnelle au carré au diamètre. Cette équation éclipse les autres précédentes (I.21 et I.22) par la simplicité de l'application

pratique,mais comme les autres examinées,elle comprend les même difficultés présentées par les coefficients K inconnus.

- Toute méthodes sont tabulées dans le tableau 1.5.

Résumé :

1 – l'usure des dents est un paramètre important qui conditionne l'efficacité du processus de forage.

2 – la forme d'usure est provoquée par l'effet de destruction des roches.

3 – la vitesse d'usure des dents est une fonction croissante par rapport à la vitesse de rotation N et le poids W est une fonction décroissante de l'usure des dents.

Tableau 7 influence des paramètres de forage sur la vitesse d'usure des dents

| METHODES | Equation de l'usure des dents | Paramètres utilisés pour ces méthodes |
|---|---|---|
| PETROVKO.C | $z = Z_1\left(\frac{n_r}{n_{r1}}\right)^{K_Z}$ | nr – nombre des trous |
| CHOQUIN.A | $\frac{dD}{dT} = \frac{1}{a_f}\frac{i(n_r)}{a.m(P_{ax})}$ | $a_f$ – constante d'abrasivité<br>$n_r$ – vitesse de rotation<br>Pax – poids |
| GALLE et WOODS | $\frac{dD}{dT} = \frac{A_f\left(n_r + Kn_r^{\ 3}\right)}{\left(KD^2 + KD + 1\right)\left(K - K\log\frac{Pax}{d}\right)}$ | Même paramètres que CHOQUIN plus le diamètre du trou |
| YOUNG | $\frac{dD}{dT} = \frac{A_f\left(n_r + K_n n_r^{\ 3}\right)}{(1+KD)(K+KPax)}$ | // |
| REED | $\frac{dD}{dT} = \frac{A_f\left(Pax^K + n_r^{\ K}\right)}{(d.D)^2}$ | // |

## 1.9 Influence de l'état des roulements sur le régime de forage

Le problème qui se pose simultanément à l'usure des dents c'est bien la vie des roulements. Avec l'apparition des picots a carbure de tungstène et les améliorations métallurgiques augmentant la durée de vie des éléments de coupe de l'outil, la vie des roulements est devenue le point faible. D'où l'idée de les lubrifier pour augmenter leur vie,qui a donné naissance aux roulements étanches. Le problème de l'étanchéité des paliers à été très difficile à résoudre, et les fabricants ont successivement proposé plusieurs solutions/41/. Les figures (I.19 ,I.20, I.21) présentent trois des solutions les plus courantes.

La première solution (Fig I.19) consiste à coller un joint à lèvres sur les bras de la molette, la lèvre venant faire étanchéité sur un logement ménagé dans le talon de la molette.

Les deux autres (Fig I.20, I.21) qui semblent plus efficaces consistent à loger un joint foré de section circulaire ou ovale à la base de la molette, qui vient faire étanchéité sur le bras.

Le problème est celui du surfaçage et des tolérance : ce sont les secrets des fabricants. La vie des roulements d'un tricône dépend de leur capacité, du poids et de la vitesse de rotation transmise à l'outil et du fluide de forage dans lequel ils travaillent /44/.bien que l'état d'usure des dents a un certain effet sur l'usure des roulements. L'expérience sur chantier montre que cet effet est négligeable.

L'équation de la vie des roulements peut être donnée sous la forme suivante :

$$B = \frac{S.L(Pax)}{n_r} \quad ; \qquad (I.24)$$

Le symbole L est utilisé pour désigner une fonction décroissante avec l'augmentation de poids ( Fig I.15).

S – appelé paramètre de boue représente les effets de la capacité des roulements et de la nature du fluide de forage. Dans le forage des critères de nettoyage et de refroidissement de l'outil s'effectuent avec de l'air comprimé.

## I - 10- Problèmes et lignes de recherche :

### 1-10 -1 -But de recherche :

Le but de recherche présenté consiste à élaborer les méthodes de la détermination des paramètres du régime rationnel de fonctionnement de la machine de forages rotatifs lors de son exploitation dans les conditions géologiques et minières définies.

Pour atteindre le but de recherche, il est nécessaire:

1-D'analyser les méthodes existantes des calculs des paramètres de fonctionnement du régime de forage à molettes.

2-Déterminer les valeurs numériques des propriétés physico mécaniques des roches nécessaires pour faire le calcul correspondant.

3-D'établir les paramètres géométriques de l'organe de travail employé dans les machines de forage à molettes.

4-D'appliquer les méthodes de calcul énumérées afin de déterminer les valeurs de la vitesse de forage.

5-Faire les recherches expérimentales dans le but de vérifier les méthodes de calcul afin de les comparer et les analyser.

6-Proposer une méthode de la détermination des paramètres rationnels du forage à molettes.

## II- Détermination théorique des indices caractérisant le processus de forage à molettes

### II-1 Le but de la recherche théorique :

Pour définir le but de la recherche empirique, on se base sur la recherche bibliographique où plusieurs chercheurs ont étudié le mode de forage rotatif à molettes avec différentes méthodes en se basant sur les propriétés physico mécaniques de la roche, paramètres de réglage de la machine, paramètres géométriques de l'outil. L'Analyse bibliographique nous a montré qu'il y a à présent certaines méthodes de la détermination des dépendances de la vitesse de forage, et l'épaisseur du copeau en fonction de la pression axiale et la vitesse de rotation $V_f = f(P,n)$ ; $h = f(P,n)$.

L'analyse de ces méthodes montre qu'elles sont basées sur les connaissances des particularités de l'interaction de l'outil contre la roche. Chaque fois, on tient compte des paramètres cités si - dessus.

### II- 2- Méthodes de calcul des indices caractérisant le processus de forage à molettes :

Pendant le choix des machines de forage, la question principale qui nous préoccupe a été toujours la productivité que peut assurer la machine dans les conditions bien définies, mais le facteur reste lié au régime de fonctionnement de la machine qui à son tour dépend des propriétés de la roche, du type de l'outil et des paramètres de la machine.

Plusieurs chercheurs ont considéré cette question comme il a d'ailleurs été dans le chapitre précédent sans pour autant négliger les facteurs qui pouvant avoir une influence sur le choix du régime de fonctionnement des machines de forage et leur productivité telle que la vitesse d'avancement maximale, que peut assurer la machine, la hauteur de pénétration de l'outil de forage lors de la destruction de la roche selon les paramètres de l'outil, la force axiale avec laquelle peut travailler l'outil.

Le choix de l'outil se fait selon les propriétés physico mécaniques de la roche, ainsi que des paramètres des trous forés.

Pour les sondeuses rotatives avec l'outil à molettes, les facteurs qui limitent la productivité de la machine sont l'effort axial, la hauteur de pénétration de l'outil, la vitesse d'avancement du train de tige.

**II-2-1-Détermination de l'épaisseur du copeau d'après la formule de RAKOV pour les machines de forage à molettes :**

**a- le rapport entre la force axiale et l'épaisseur du copeau :**

P = f (n) : d'après la formule suivante.

$$h = \frac{2.4.P.Cft}{\sigma d.d(1-\Delta).m}; cm, \qquad (II,1)$$

Où h : épaisseur du copeau, cm ;
p : force axiale, kgf;
A : coefficient relatif de l'intermittence de la tranchante du taillant;
m : nombre de paire débranche;
$\sigma d$ :Résistance spécifique de la roche.

$$\sigma d = 300(5 + f - v(25 + 10.f)), kgf; \qquad (II\ ,\ 2)$$

Cft = coefficient de la forme géométrique de la tranchante du taillant qui est déterminé par la formule suivante :

$$Cft = \frac{Cos\alpha / 2.(Cos\beta + Sin(\beta - \alpha / 2))}{Tg(\alpha / 2 + Cf)} \qquad (II\ ,\ 3)$$

Où α : angle d'affûtage de la tranchante du taillant;
β : angle de disposition de la tranchante du taillant;
Cf : coefficient de frottement;

b- **Rapport entre la vitesse de forage et la vitesse de rotation du taillant** :

Vf = f(h)

Vf = 0,01 . h . n ; (II . 4 )

Où :
Vf : vitesse de forage, m/mn ;
n : vitesse de rotation, tr/mn.

**Tab II . 1 Paramètres de l'outil**

| Cft | D,cm | Cf | B,degré | α,degré | Δ |
|---|---|---|---|---|---|
| 0,18 | 16 | 0,5 | 30 | 70 | 0,15 |

**Résultats de l'épaisseur du copeau, et de l a vitesse de forage**

**D'après la méthode de RAKOV avec l'outil de diamètre d= 160mm**

**Tab II.2 Résultats de l'épaisseur du copeau**

| Dureté de la roche, f | Epaisseur du copeau h, mm ; lors de l'effort axial Pax, x10kgf | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 700 | 800 | 900 | 1000 | 1100 | 1200 | 1300 | 1400 | 1500 |
| **8** | 2.574 | 2.769 | 3.055 | 3.315 | 3.601 | 3.874 | 4.16 | 4.446 | 4.862 |
| **7** | 3.029 | 3.380 | 3.731 | 4.056 | 4.407 | 4.745 | 5.07 | 5.421 | 5.941 |
| **6** | 3.861 | 4.29 | 4.732 | 5.135 | 5.577 | 6.006 | 6.435 | 6.877 | 7.501 |

**Tab II-3 Résultats de l a vitesse de forage**

| Dureté de la roche, f | Vitesse de forage $v_f$, (m/min) ; lors de l'effort axial Pax, x10kgf | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 700 | 800 | 900 | 1000 | 1100 | 1200 | 1300 | 1400 | 1500 |
| **8** | 0,213 | 0,235 | 0,255 | 0,258 | 0,277 | 0,298 | 0,320 | 0,342 | 0,374 |
| **7** | 0,233 | 0,260 | 0,287 | 0,312 | 0,339 | 0,365 | 0,390 | 0,417 | 0,457 |
| **6** | 0,297 | 0,330 | 0,364 | 0,395 | 0,429 | 0,462 | 0,495 | 0,529 | 0,577 |

**II-2-2-Détermination de l'épaisseur du copeau d'après la formule de KRAPIVINE Pour les machines de forage rotatif à taillant coupant :**

On constate pendant le mouvement de l'outil se forment deux surfaces de travail avec les quelles s'actionne sur la roche, la surface frontale (Fn) et terminale (Fz).
La surface frontale est calculée d'après la formule suivante /19/.

$$Fn = (R - r).\ h \ ; \qquad (II\ .\ 5)$$

Où R: rayon de l'outil.
r :rayon de l'écartement.
h :épaisseur de copeau.

La valeur maximale de (h) correspondre au moment de désagrégation des grands éléments du copeau, en ce moment la force de la résistance de la roche à la désagrégation sera égale à la force de broyage (voir fig II.4).

$P_{ck} = P_d$ ; dans ce cas on a l'égalité suivante :

$$R_{ck}\ .\ L_{ck} = R_d.ab \ ; \qquad (II\ .\ 6)$$

Où $R_{ck}$ et $R_d$ , sont respectivement les résistances de la roche à la désagrégation et au broyage.

Car, $Lck = h / Sin\tau$

$$ab = h_{max}\ .\ \sin(180° - \tau - \gamma)$$

On écrit que:

$$h\max = \frac{Rck.h}{Rd\sin(\tau+\gamma).\sin\tau} \qquad (II.7)$$

Où $\tau$ : -angle de désagrégation

$\gamma$ : -angle de coupage.

$h_{min}$ - hauteur minimale de contact égale *($h_{min} = 0$ )*

$h_{moy}$ - hauteur moyenne de contact égale:

Y
Py
R
Px
h
dPx
A
dPz
dPy
dNzy
dNz
Fn
dNzx
A
B
r
X
dx
0
X
Z

Figure II. 3.a

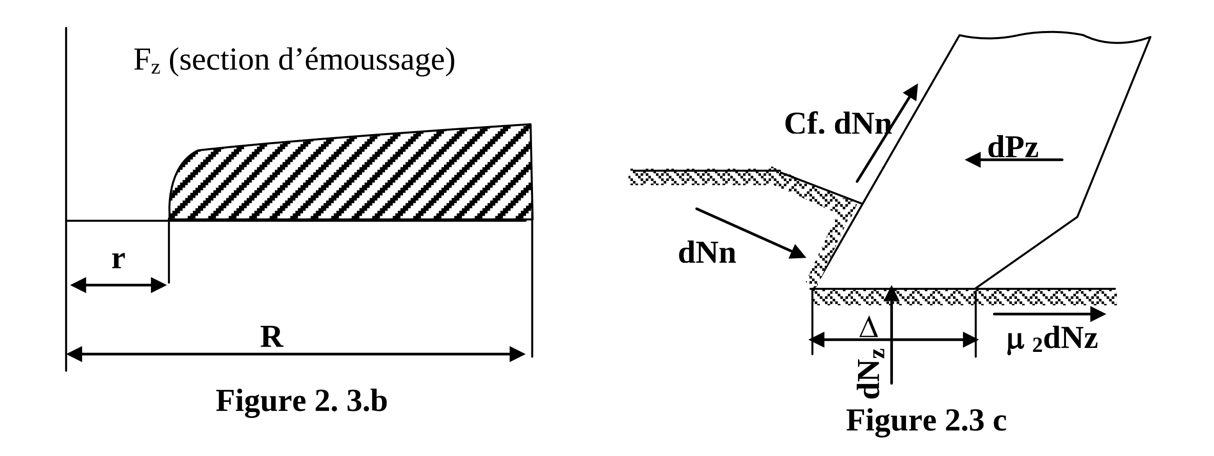



Figure 2. 3.b

Figure 2.3 c

**Fig II.3** -Paramètres géométrique de l'outil

$$h_{moy} = \frac{h_{max} + h_{min}}{2} = \frac{h_{max}}{2} \quad ; \qquad (II.8)$$

En substituant les formules (2.7) et (2.8) dans la formule (2.5) on reçoit

$$Fn = \frac{Rck.h(R - r)}{2.Rd.\sin\tau.\sin(\delta + \tau)} \quad ; (II.9)$$

Si on a la construction symétrique de l'outil.

$$h = \alpha.\sin.\alpha_{moy} / m; \qquad (II .10)$$

m - nombre de branche de l'outil.
Du côté de la roche sur la branche dans n'importe quelle coupe A-A agissant les forces normales de la résistance à la désagrégation (dNn) ; et de broyage (dNz), ainsi que les forces de frottement Cf.dNn et $\mu_2$.dNz

Du coté de la machine de forage dans la même coupe sont appliquées les forces de coupage de (dPz), d'avancement et latérale (dPx).

Il faut trouver la force d'avancement Py, latérale Px, et couple de rotation M.

En projetant les forces sur les coordonnées, on reçoit :

$$Pz = \upsilon_c.\int_r^R dN_{ZY} + (\sin\delta + Cf - \cos\delta.).\int_r^R dNn \quad ; \qquad (II.11)$$

$$Py = \int_r^R dN_Z - (\sin\alpha + Cf - \cos\delta.).\int_r^R dNn \quad ; \qquad (II.12)$$

Où : $\mu_c = \mu_2.dN_Z / dN$ ; (II.13)

$\mu_c$ - coefficient de la résistance au perçage (forage) déterminé d 'après les expériences .

$\mu\ \alpha_{moy}$ _ la valeur moyenne de l'angle d'affûtage ($\alpha_{moy}$ = 70° à 120° )

On sait que la force résultante des forces élémentaires agissant sur la surface donnée est égale au produit entre la charge spécifique moyenne et la section normale à cette charge

D'ici on peut écrire que :

$$\int_r^R dN_{zy} = Pmoy.Spé.fy \quad ; \qquad (II .14)$$

$$\int_r^R dN_n = P_{moy}.S_{pé}.F_n; \qquad (II .15)$$

Ou : $P_{moy}.s_{pé} = R_d$

En utilisant les formules (2.5; 2.6; 2.7) ainsi les conditions précitées, on reçoit :

$$P_Z n = \mu_c . R_d . f_y + \frac{R_{ck} .h(R-r)(\sin\delta + Cf.\cos\delta)}{2\sin\tau..\sin(\tau+\delta)}; \quad \text{(II.16)}$$

$$P_y n = R_d . f_y - \frac{R_{ck} .h(R-r)(\cos\delta - Cf.\cos\delta).\sin\alpha_{moy}}{2\sin\tau..\sin(\tau+\delta)}; \quad \text{(II.17)}$$

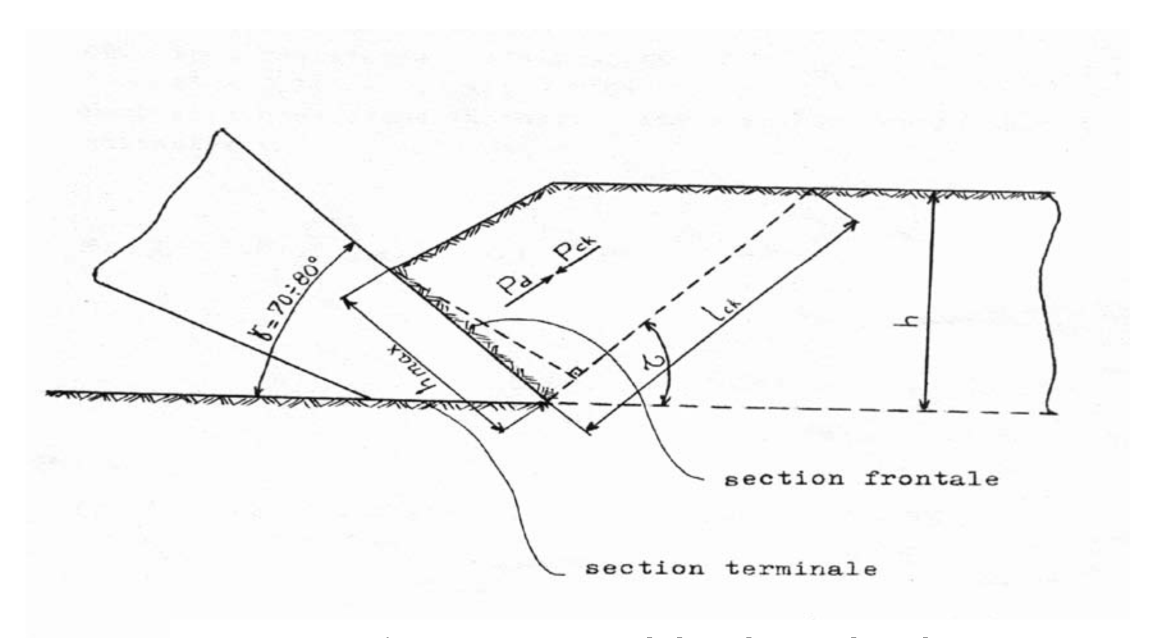



**Fig II.4 -** Interaction de l'outil contre la roche

Pour la formule de $P_x$ latérale est nul (=0).
Si on a la construction de l'outil comme celle représenté sur la figure (II.1) , le couple de rotation est égal :

$M = P_{zn} . 2R/3$

Les recherches expérimentales ont montré que

$R_d = K_d . P_k$

$R_{ck} = K_{ck} . P_k$

Ou : $P_k$ - résistance à l'empreinte

$K_d = 0{,}24$ ; $K_{ck} = 0{,}05$

Donc elle nous donne la possibilité d'écrire les formules suivantes :

$$M = 2/3.R.PK.\sum_{L=1}^{l=m}\left[0.24.fy\sigma_c fy + \frac{0.05.h(R-r).\sin\delta + Cf\cos\delta}{2.\sin(\delta+\tau).\sin\tau}\right]..10^{-3};\ (II;18)$$

$$Py = Kc.Pk\sum_{l=1}^{l=m}\left[0.24.fy - \frac{0.05.h(R-r)(\cos\delta - \mu_2.\sin\delta)\sin\alpha moy}{2.\sin(\delta+\tau)\sin\tau}\right];(II,19)$$

Où :

$\tau$ = angle de désagrégation est limité ( 20° à 35° )

$\mu_2$ = coefficient de frottement de l'outil contre la roche

$\mu_2$ = 0,3 à 0,5

$C_f = \mu_2 / 2$

$\mu_c$ = coefficient de la résistance de forage ( $\mu_c$ =0,23 à 0,49)

$$fy = 0.3.(R-r); \quad (II.20)$$

$$Kc = 1$$

D'après la formule ( 2 . 19 ) , on peut calculer l'épaisseur du copeau h

On suppose que:

$$\frac{0.05.(R-r)(\cos\delta - Cf.\sin\delta)\sin\alpha moy}{2.\sin(\delta+\tau)\sin\tau} = A$$

Alors : $P_y = P_k\ (0.24.f_y + A.h)$

Donc l'épaisseur du copeau sera égale :

$$h = \frac{Py - 0.24.Pk.fy}{A.Pk};mm/tr \quad (II.\ 21)$$

**Tab. II.4 Paramètres lors de l'interaction de l'outil**

| fy;mm$^2$ | $\mu_2$ | $\alpha_{moy}$ degré | ***a*** **;**degré | $\tau$ ;degré | Kc |
|---|---|---|---|---|---|
| 0.3(R-r) | 0.3 à 0.5 | 70 à 120 | 70 à 80 | 20 à 35 | 1 |

**Résultats de l'épaisseur du copeau et de la vitesse de forage d'après la méthode de KRAPIVINE -Avec l'outil de diamètre 160 mm.**

**Tab II.5 Résultats de l'épaisseur du copeau**

| Dureté de la roche, f | Epaisseur du copeau h (mm) lors de l'effort axial P, kgfx10 | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 700 | 800 | 900 | 1000 | 1100 | 1200 | 1300 | 1400 | 1500 |
| **8** | 4,18 | 4,59 | 4,98 | 5,33 | 5,66 | 5,98 | 6,27 | 6,56 | 6,83 |
| **7** | 6,23 | 6,75 | 7,23 | 7,68 | 8,11 | 8,5 | 8,90 | 9,27 | 9,62 |
| **6** | 11,17 | 11,98 | 12,76 | 13,49 | 14,17 | 14,83 | 15,45 | 16,06 | 16,64 |

**Tab II-6 Résultats de la vitesse de forage**

| Dureté la roche | Vitesse de forage vf , m/mn ; lors de l'effort axial P,kgfx10 | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 700 | 800 | 900 | 1000 | 1100 | 1200 | 1300 | 1400 | 1500 |
| **8** | 0.123 | 0.353 | 0.383 | 0.41 | 0.435 | 0.46 | 0.482 | 0.504 | 0.525 |
| **7** | 0.479 | 0.519 | 0.556 | 0.590 | 0.623 | 0.653 | 0.684 | 0.713 | 0.740 |
| **6** | 0.859 | 0.921 | 0.981 | 1.037 | 1.090 | 1.140 | 1.188 | 1.235 | 1.280 |

**II-2-3-Détermination de l'épaisseur du copeau d'après la formule de PERETOLTCHINE Pour les machines rotatives à outil coupant .**

Sur le pan avant de l'outil, agissent les forces suivantes :

$N_1$ - Force conditionnée à la désagrégation de la roche.

$F_1$ - Force conditionnée au frottement du pan avant contre la roche.

Ou $C_{f'}$ - coefficient de frottement qui est égal : ($C_f$. = 0,3 à 0,7 ) toujours .

Respectivement du coté de l'outil agissent sur la roche désagrégée les forces $N_{1'}$ et $F_{1'}$.

$F= /F_{1'} /$ ; $N_1 = /N_1 /$

$F_1 = P_2 + N_4$ ; $N_{1'} =P_1+N_3$

$N_3$ et $N_4$ - provoquent la compression de la roche.

$P_1$ et $P_2$ - forment la force de désagrégation.

$$R_{ck} = P_1 - P_2 = N_{1'}. (\sin\beta .C_f.\cos\beta ), \qquad \text{(II.22)}$$

$\beta$ - Angle de désagrégation déterminant la position de la surface de la roche désagrégée.

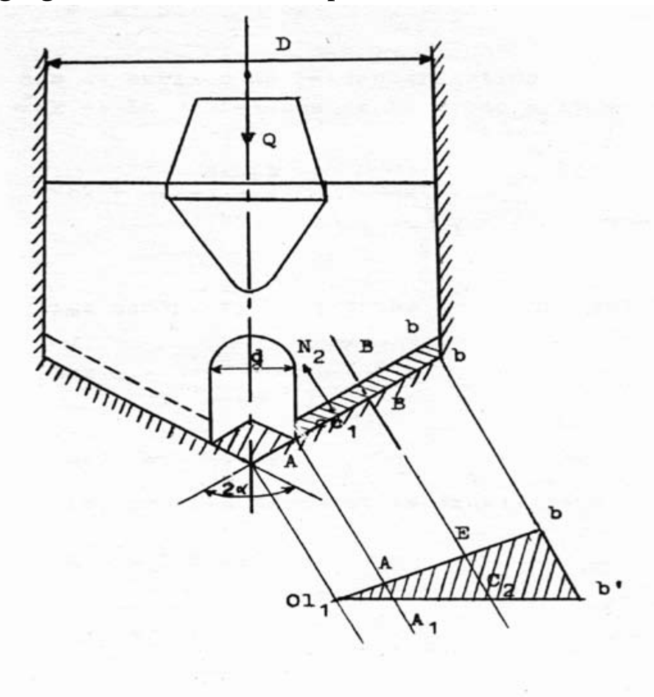



**Fig II-7** Interaction de l'outil contre la roche

La résistance de la roche à la désagrégation est égale

$$F = S_{ck} . . \delta_{ck}$$

Où : $S_{ck}$ - surface de la désagrégation.

$\delta_{ck}$ - La résistance de la roche à la désagrégation

$$S_{ck}\frac{SAabs}{\cos\beta+\sin\beta.tg\,\delta_1}=\frac{h(R-r)}{\cos\beta}; \qquad \text{(II.23)}$$

On néglige $\sin\beta$ . $t_g\ \gamma_1$ à cause de $\gamma_1$ qui est très petit .
Donc :

$$Sck=\frac{h(R-r)}{\cos\beta}$$

$$\delta_{ck}=K.\delta_{comp}$$

K- coefficient caractérisant la fragilité de la roche.

$$K=0.3à07$$

Donc :

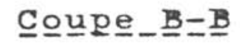
$$F=\frac{K.h(R-r)}{\cos B}.\delta comp; \qquad \text{(II.24)}$$

La désagrégation de la roche se déroule si $R_{ck} \geq F$

D'ici :

$$N_1=\frac{K.h(R-r)}{\cos\beta(\sin\beta-Cf.\cos)}.\delta comp; \qquad \text{(II.25)}$$

Car, lors du forage on a l'usure d'outil ; la forme du pan arrière prend la forme du



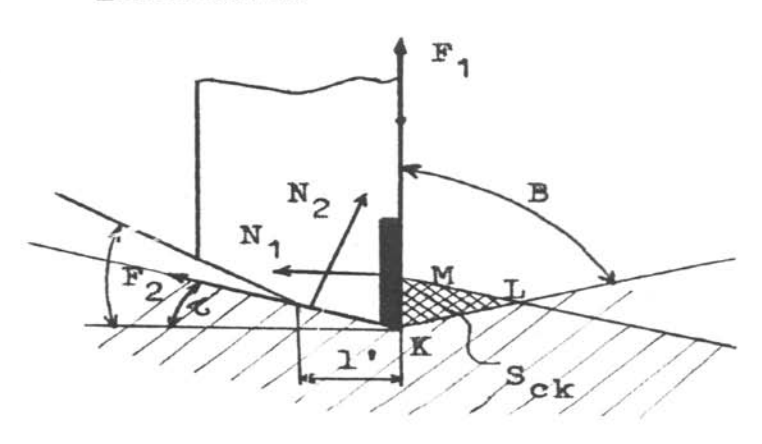




Figure 2 .6 -Interaction de l'outil contre la roche

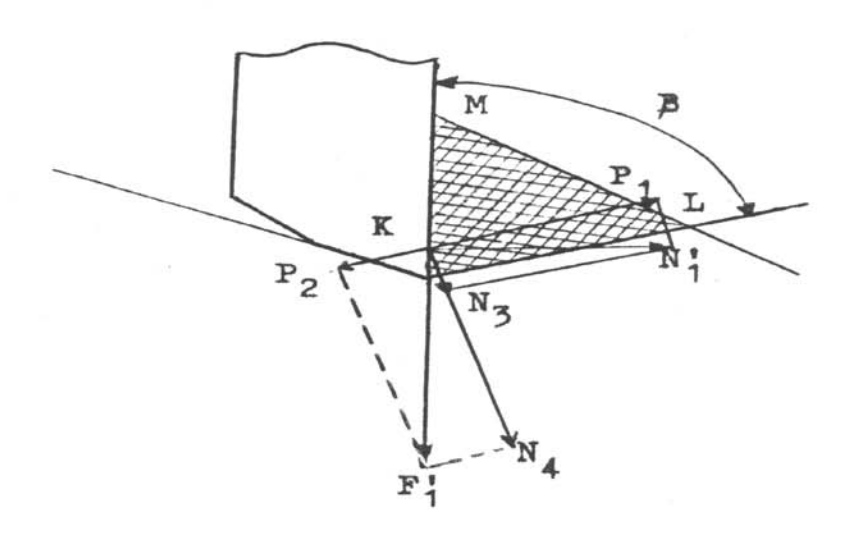



Figure 2 .7 - Paramètres géomètriques de l'outil.

La force: $N_2 = S_{ABB1A1}$ . $\delta_{comp} = \frac{L_1 + 1}{2}.AB\delta_{comp}$

Où : $L_1 = \frac{r}{R}.1$

Donc : $$N_2 = \frac{R^2 - r^2}{2.R.\sin\alpha}.L.\delta_{comp}. \quad \text{(II.26)}$$

Où : $\tau$ = l'angle d'inclinaison de la lame tranchante
L = l'usure maximale de la lame (L=5mm).

$$F_2 = Cf.N_2 = \frac{R^2 - r^2}{2R\sin\alpha}.CF.L.\delta_{comp}.; \quad \text{(II.27)}$$

D'ici on reçoit la formule de l'épaisseur du copeau .

$$h = \left( \frac{Pax}{m.\delta comp} - \frac{R - r^{2^2}\cdot}{2R}.L \right) \frac{\cos B(\sin\beta - cf.\cos\beta)}{Cf.K(R-r)}. \text{ mm/tr ;} \quad \text{(II.28)}$$

$\beta$ = (45 à 60°)

$\beta$ - qui dépend des propriétés physico mécaniques des roches qui détermine la position de la surface de la roche désagrégée.

L= 5mm : Usure maximale de la dent

r = 10mm : Ecartement de l'outil.

R = rayon de l'outil.

$P_{ax}$ , kgf ; Force axiale.

**Résultats de l'épaisseur du copeau et de la vitesse de forage d'après la méthode de PERELTOLTCHINE**

**Avec l'outil de diamètre 160mm**

**Tab II.7 Résultats de l'épaisseur du copeau**

| Dureté de la roche, f | Epaisseur du copeau h (mm) lors de l'effort axial P, kgfx10 | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 700 | 800 | 900 | 1000 | 1100 | 1200 | 1300 | 1400 | 1500 |
| **8** | - | - | 0,09 | 0 ,45 | 0,81 | 1,17 | 1,53 | 1,89 | 2,43 |
| **7** | - | 0 ,2 | 0,54 | 0,88 | 1,08 | 1,56 | 1,90 | 2,24 | 2,75 |
| **6** | 0,308 | 0,638 | 0 ,968 | 1,29 | 1,62 | 1,95 | 2,28 | 2,61 | 3,11 |

**Tab II -8 Résultats de Résultats deforage**

| Dureté de la roche, f | Vitesse de forage , (m/mn) ; lors de l'effort axial P, kgfx10 | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 700 | 800 | 900 | 1000 | 1100 | 1200 | 1300 | 1400 | 1500 |
| **8** | - | - | 0.006 | 0.034 | 0.062 | 0.09 | 0.117 | 0.145 | 0.186 |
| **7** | - | 0.015 | 0.041 | 0.067 | 0.083 | 0.12 | 0.146 | 0.172 | 0.211 |
| **6** | 0.023 | 0.049 | 0.074 | 0.0992 | 0.124 | 0.15 | 0.175 | 0.2 | 0.239 |

### II-2-4- Détermination de l'épaisseur du copeau d'après la formule de ALI MOV pour les machines de forage à molettes

La dépendance h = f(P) est déterminée par les propriétés physico mécaniques des roches , et les paramètres géométriques de l'outil de forage.

L'influence de ces facteurs, nous l'évaluons par un indice appelé coefficient d'efficacité k " du forage rotatif /18/.

La dépendance entre la force axiale, le coefficient d'efficacité, et l'avancement spécifique de l'outil peut-être présentée comme :

$$h = k \cdot (P - P_o) \qquad \text{(II. 29)}$$

Où P = la force axiale correspond au point de croissance de la droite.

h = f(P) à partir de la zone (3) avec l'axe des abscisses

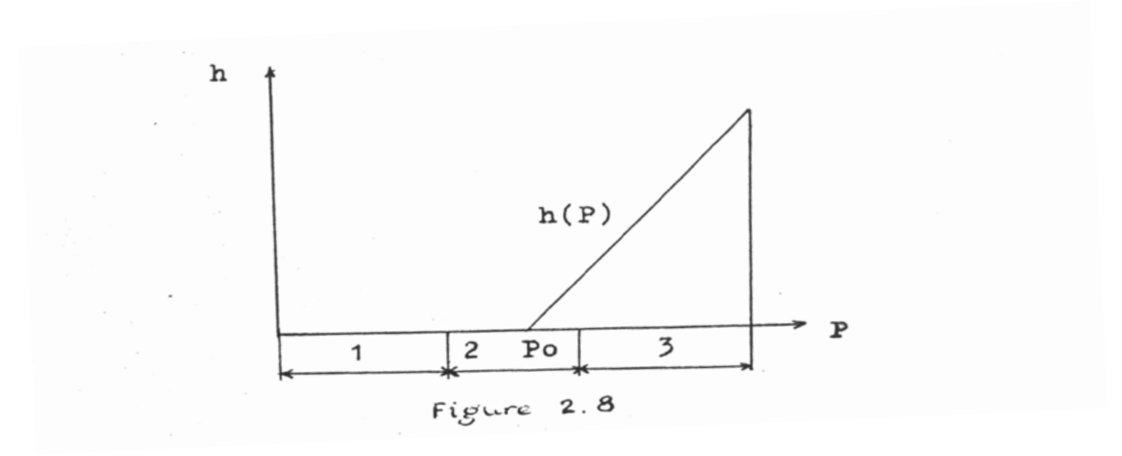


Figure 2.8

La valeur ($P_o$) s'appelle l'effort axial avec laquelle la destruction volumique de la roche commence.
Cette valeur doit correspondre à la condition :

$$P_o >, P_{ch} \cdot fy ; \qquad \text{(II. 30)}$$

fy: la surface d'émoussage de l'outil.

Pch : solidité de la roche d'après /11/.

Selon PROKOVSKI /22/, même les outils neufs ont la surface d'émoussage égale ($5mm^2$ et plus pour l'outil avec le diamètre 40mm).

Si pour quoi, il est possible d'écrire :

$$p_0 \geq 5.p_{ch}$$

Car, on sait que :

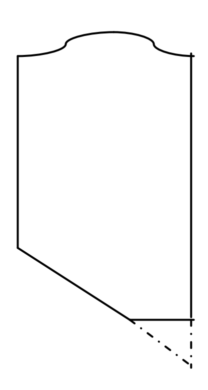
$$\frac{p_{ch}}{\sigma_{comp}} = 7$$

La dureté de la roche : f = $\sigma$ comp/100

$P_0 > 7.f.fy.d$

($fy = 1,2\ mm^2/cm$)

L'influence des propriétés des roches abattus, paramètres géométrique de l'outil, degré de son usure, ainsi les paramètres de réglage de la machine et en tien compte de la manière suivante :



$f_y$ = (section d'émoussage)

**Fig.** II**.13**

**Résultats de l'épaisseur du copeau et de la vitesse de forage d'après la méthode de Alimov Avec l'outil de diamètre 160mm.**

**Tab II.9 Résultats de l'épaisseur du copeau**

| Dureté de la roche, f | Epaisseur du copeau h (mm) lors de l'effort axial Pax, kgfx10 | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 700 | 800 | 900 | 1000 | 1100 | 1200 | 1300 | 1400 | 1500 |
| **8** | - | - | - | 0.149 | 0.934 | 1.716 | 2.496 | 3.276 | 4.446 |
| **7** | 1.495 | 1.183 | 2.236 | 3.276 | 4.316 | 5.382 | 6.422 | 7.462 | 9.022 |
| **6** | 4.836 | 6.422 | 7.982 | 9.542 | 11.128 | 12.688 | 14.261 | 15.73 | 18.18 |

**Tab II -10 Résultats de la vitesse de forage**

| Dureté de la roche, f | Vitesse de forage, (m/mn) ;lors de l'effort axial Pax, kgfx10 | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 700 | 800 | 900 | 1000 | 1100 | 1200 | 1300 | 1400 | 1500 |
| **8** | - | - | - | 0,0115 | 0,0719 | 0,132 | 0,192 | 0,252 | 0,342 |
| **7** | 0,0115 | 0,091 | 0,172 | 0,252 | 0,332 | 0,414 | 0,494 | 0,574 | 0,694 |
| **6** | 0,372 | 0,494 | 0,614 | 0,734 | 0,856 | 0,976 | 1,097 | 1,21 | 1,399 |

## II.3- Vérification des méthodes utilisées :

Les formules (II.1 ;II.21 ; II.28 ; II.29) d'après lesquelles nous déterminons l'enfoncement de l'outil dans la roche pendant un tour peuvent être utilisées pour déterminer la productivité de la machine de forage et leurs régimes rationnels de fonctionnement.

La relation de la vitesse de forage en fonction de la pression axiale a un caractère linéaire, tout cela a été confirmé par les chercheurs de la firme française/32/. D'ici il convient de souligner que le maintien de la haute pression dans le réseau d'alimentation est condition indispensable pour une grande productivité des sondeuses rotatives d'une part, de l'autre part l'augmentation provoque l'apparition des surcharges dynamiques agissant négativement dans les organes de la machine en question. En outre la création de la grande pression exige l'application d'un équipement spécial auxiliaire, le choix de la pression joue un rôle important.

Dans notre cas, lorsqu'il s'agit de la détermination des régimes rationnels de fonctionnement des sondeuses, nous nous limitons à l'établissement des valeurs moyennes de certains paramètres comme pression axiale appliquée et vitesse de rotation par unité de temps.

A présent, deux méthodes de la détermination des paramètres en question, une théorique et l'autre expérimentale. La méthode expérimentale assurant une grande précision est assez compliquée, nécessite l'utilisation d'appareillages spéciaux, en outre elle est assez compliquée : c'est pourquoi il est préférable d'utiliser les méthodes théoriques, ces méthodes se basent sur la présentation réelle de la forme géométrique de l'outil de travail.

Les résultats obtenus portent le caractère qualitatif et peuvent être considérés comme approximatif, c'est pourquoi il est nécessaire de prolonger la recherche en question en se basant sur l'étude expérimentale du processus de forage vu sa complexité.

## II.4- Conclusion :

1-L'étude théorique de l'interaction de l'outil contre la roche a permis d'analyser et d'étudier les paramètres de certaines méthodes théoriques qui nous permettront de déterminer la hauteur d'enfoncement de l'outil en se basant sur les propriétés physico mécaniques de la roche, paramètres géométriques de l'outil, et paramètres de réglage de la machine.

2-L'étude théorique de la détermination de la vitesse de forage, montre qu'il est préférable d'utiliser les méthodes de calcul qui se basent sur la présentation de la pression axiale et la vitesse de rotation sous la forme réelle.

3-Les résultats obtenus portent le caractère qualitatif et peuvent être approximatif c'est pourquoi, il est nécessaire de prolonger la recherche en question en se basant sur l'étude expérimentale du processus de forage.

# III. PARTICULARITES DE L'APPLICATION DES MACHINES A FORER DANS LES CONDITIONS DES CARRIERES DE MINERAI DE FER ALGERIENNES:

## III.1 . Propriétés physico mécaniques des roches à abattre

### III.1.1 Analyse des propriétés physico mécaniques des roches influant sur le processus de forage

Il est difficile d'énumérer toute la diversité des propriétés des roches qui est nécessaire de savoir lors de la résolution de divers problèmes pratiques, géologiques, minéralogiques etc. ...

Le processus de destruction de la roche dépend de beaucoup des propriétés, mais en premier lieu des propriétés mécaniques. On sait que la roche est caractérisée par plus de 20 constants élastiques, il est évident qu'au cours de l'exploitation des minéraux utiles, il n'y a pas de possibilité de tenir compte de toutes les propriétés des roches pour leur utilisation pendant la correction des régimes de construction. C'est pourquoi il est naturel de trouver un indice qui permettrait de planifier tout les travaux miniers d'extraction et déterminer les régimes rationnels de fonctionnement des machines minières.

L'indice appelé coefficient de dureté propose par le professeur PROTODIAKONOV est le plus simple parmi eux, et on l'utilise très largement: cependant cet indice a un inconvénient essentiel qui Consiste en dispersion considérable des donnés. Lors de la détermination du coefficient de dureté, le coefficient de variation dépasse 30% ce qui signifie que si on a la vitesse de forage moyenne égale a 1000mm/min, son écart moyen de cette valeur peut être $\pm$300mm/min.

CHRAINER a argumenter l'application d'une nouvelle caractéristique de la résistance de la roche qu'on l'appelait solidité de la roche ($P_{ch}$); elle est déterminée comme pression de contact moyenne lors de l'enfoncement de l'étampe dans les échantillons des roches, la surface de la roche doit être rectifiée soigneusement, bien que cette caractéristique donne le coefficient de variation égal a 10 à 20%, elle n'a pas reçue une large utilisation à cause des difficultés ayant lieu lors de traitement des échantillons; étant donner que cette caractéristique permet de tenir compte des tensions paraissant sur la couche superficielle de la roche ce qui caractérise le processus de forage.

BARON et GLATMAN L. ont propose la méthode de la détermination de la résistance à l'empreinte $P_k$ , cette méthode consiste en enfoncement de l'étampe sous la forme d'un tronc de

cane sur la surface de la roche brute ( non traitée); l'utilisation de cet indice comme critère de l'efficacité du processus de forage a permis de recevoir les valeurs des coefficients de variation qui ne dépasse pas 0(zéro) , cet indice est plus préférable par rapport au coefficient de dureté, mais ils existent les cas ou le coefficient de variation reste considérable, une des causes consiste à ce que cet indice ne tient pas compte des capacités de la roche d'user l'outil de travail ; pour corriger cet inconvénient , BARON et KOUZNOTSOV; ont proposé la méthode d'application de cette capacité qu'on appelle abrasivité.

Les résultats des recherches effectuées montrent que le compte commun des indices solidité et abrasivité permet de recevoir les paramètres de forage avec le coefficient de variation ne dépassant pas 10%, donc on recommande pour recevoir les données les plus certaines d'apprécier les roches d'après deux caractéristiques résistance à l'empreinte et abrasivité; il faut obligatoirement tenir compte de l'abrasivité si sa valeur dépasse 10mg, s'il est nécessaire d'obtenir l'information rapide sur les propriétés mécaniques des roches, on peut tenir compte ou employer le coefficient de dureté.

Les essais des roches sur l'abrasivité a été réalisé d'après la méthodologie proposée par BARON L. et KOUZNOTSOV. A / 34/ l'essence de celle-ci consiste à frotter une tige d'acier sur la superficie de l'échantillon de la roche, et à déterminer la perte du poids lors de l'expérience, donc le critère d'abrasivité est une perte sommaire du poids de la tige(en mg) durant 10 minutes de frottement entre la tige et la roche avec cela le frottement de la tige se fait avec la force de 15kgf et la vitesse de rotation 400tr/min.

On a fait des essais à l'aide d'un stand (Fig.3.1) l'éprouvette de la roche (1) serrée entre la garniture (3) d'un dispositif (2) à la facette supérieure horizontale.

Lors de l'essai une tige de mesure (4) fixée dans un mandrin (5) d'une machine à percer et descendre sur l'échantillon et on met en marche le moteur (7) de la machine outil. La force axiale demandée est assurée par la charge (6).

La tige de mesure est fabriquée d'acier non trempée. Avant l'essai la tige est pesée à l'aide de la balance analytique avec la précision de 0,1mg.

Après avoir fait des essais durant 10mn, on déplace la tige de manière qu'elle soit tournée de l'autre bout sur la roche ; puis on connecte la machine pendant 10 min.

L'indice d'abrasivité est calculé par la formule :

$$a = \frac{\sum_{i=1}^{N}(P_{1i} - P_{2i})}{2.N}; mg. \qquad ; \qquad (3.01)$$

Où; N: Nombre d'essai de chaque échantillon.

$P_{1i:}$ Poids initial de l'échantillon.

$P_{2i:}$ Poids final de l'échantillon.

Après avoir réalisé les essais, on a obtenus les résultats suivants :

- Echantillon du minerai $a_m$ = 4mg
- Echantillon du stérile $a_s$ = 5mg

En comparant les résultats obtenus avec les recommandations de la classification proposée par Baron l. on peut faire la conclusion suivante :

* Le fer de l'Ouenza se rapporte à la première classe

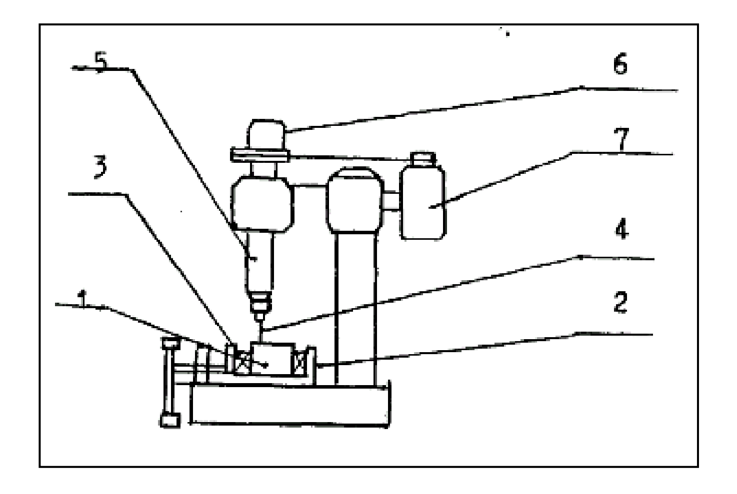



**Fig. III-1**Stand de la détermination de l'abrasivité

* La détermination de l'indice de résistance à l'empreinte a été effectuée au moyen d'une presse mécanique figure (3.2) la presse en question se compose d'une base (1) ou on installe tout l'équipement nécessaire de deux glissières le long desquelles se déplace un plongeur (3) sur la table supérieure de celui-ci on met un échantillon (4) qui est chargé par un étampe (5) fixe dans un dispositif de serrage (6) l'étampe est fabriqué en acier trempé ; lors des essais on augmente la charge sur l'étampe jusqu'au moment de formation d' un poquet dans l'échantillon.

L'indice de la résistance à l'empreinte est calculé par la formule suivante :

$$Pk = \frac{\sum_{i=1}^{N} Fi}{N.S} ; kgf\ / mm^2. \qquad ; \qquad (3.02)$$

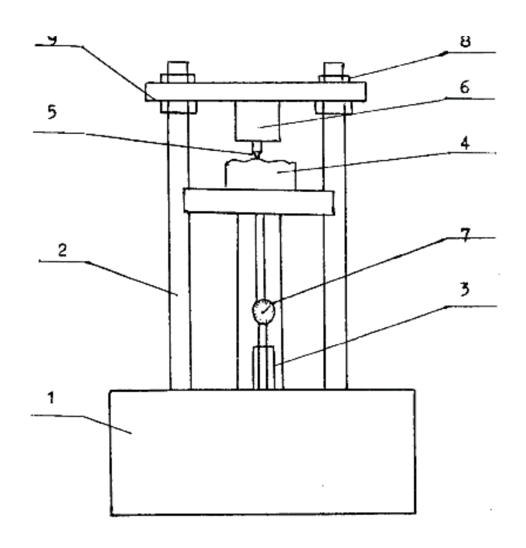
Ou:
Fi: Charge au moment de formation d'un poquet.

S: Aire de la section transversale de l'étampe.

N = nombre d'essais de chaque échantillon.

Les résultats des essais sont présentés dans le tableau (3 .2)

Les roches étudiées se rapportent à la classe appelée "dureté moyenne " d'après la classification de BARON l. et GLATMAN L./35/



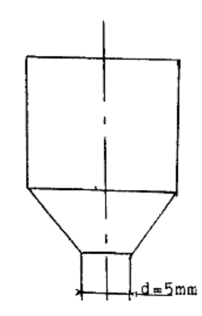




**Fig.III2** Stand de la détermination des indices de solidité,.de la résistance à l'empreinte et de la résistance à la compression

**Tab.III.I Résultats de l'indice d' abrasivité a, mg**

| Variété de fer | Nbre d'essais | Poids initial | Poids final | abrasivité | Abrasivité moyenne | Ecart type |
|---|---|---|---|---|---|---|
| minerai | 01 | 11,024 | 11,020 | 04 | 4,3 | 0,57 |
| | 02 | 11,020 | 11,015 | 05 | | |
| | 03 | 11,015 | 11,011 | 04 | | |
| stérile | 01 | 11,06 | 11,01 | 05 | 05 | 00 |
| | 02 | 11,006 | 11,001 | 05 | | |
| | 03 | 11,001 | 10,996 | 05 | | |

## TabIII.2 Résultas de l'indice de la résistance à l'empreinte Pk;kgf/mm

| Variété du fer | Essais | Force appliquée;Kgf | Section $mm^2$ | Résistance à l'empreinte; $kgf/mm^2$ | Valeur moyenne | Ecart type |
|---|---|---|---|---|---|---|
| minerai | 01 | 1520 | 28,26 | 53,79 | 53,68 | 0,18 |
| | 02 | 1510 | | 53,43 | | |
| | 03 | 1515 | | 53,61 | | |
| | 04 | 1525 | | 53,96 | | |
| | 05 | 1520 | | 53,79 | | |
| | 06 | 1515 | | 53,61 | | |
| | 07 | 1510 | | 53,43 | | |
| | 08 | 1525 | | 53,96 | | |
| | 09 | 1520 | | 53,79 | | |
| | 10 | 1515 | | 53,61 | | |
| | 11 | 1520 | | 53,79 | | |
| | 12 | 1510 | | 53,43 | | |
| stérile | 01 | 1040 | 28,26 | 36,80 | 36,23 | 0,65 |
| | 02 | 1010 | | 35,74 | | |
| | 03 | 990 | | 35,03 | | |
| | 04 | 1020 | | 36,09 | | |
| | 05 | 1050 | | 37,15 | | |
| | 06 | 1040 | | 36,80 | | |
| | 07 | 1020 | | 36,09 | | |
| | 08 | 1040 | | 36,80 | | |
| | 09 | 1010 | | 35,73 | | |
| | 10 | 995 | | 35,21 | | |
| | 11 | 1040 | | 36,80 | | |
| | 12 | 1030 | | 36,45 | | |

**Tab III.3 Résultas de l'indice de la résistance à la compression bc;kgf/cm$^2$**

| Variété du fer | Essais | Force appliquée;Kgf | Section de l'échantillon Cm$^2$ | Résistance à la compression ;kgf/cm$^2$ | Valeur moyenne | Ecart type |
|---|---|---|---|---|---|---|
| minerai | 01 | 33000 | 48 | 690 | 808,66 | 0,18 |
| | 02 | 37200 | | 775 | | |
| | 03 | 46128 | | 961 | | |
| stérile | 01 | 25000 | 48 | 520,93 | 536,22 | 0,65 |
| | 02 | 10200 | | 212,5 | | |
| | 03 | 40760 | | 849,16 | | |
| | 04 | 35100 | | 731,25 | | |
| | 05 | 31500 | | 656,25 | | |
| | 06 | 35750 | | 744,79 | | |
| | 07 | 12600 | | 262,50 | | |
| | 08 | 1500 | | 312,50 | | |

**TabIII.4 Résultas de l'indice de solidité; kgf/cm$^2$**

| variété du fer | Essais | Forces appliquées ; Kgf | Moyenne |
|---|---|---|---|
| Minerai | 01 | 850 | 612,5 |
| | 02 | 400 | |
| | 03 | 550 | |
| | 04 | 650 | |
| stérile | 01 | 1200 | 725 |
| | 02 | 850 | |
| | 03 | 1100 | |
| | 04 | 700 | |
| | 05 | 1450 | |
| | 06 | 900 | |
| | 07 | 500 | |
| | 08 | 100 | |
| | 09 | 450 | |
| | 10 | 350 | |
| | 11 | 200 | |
| | 12 | 300 | |

**III- 2 - Détermination de l'écart type de la résistance la compression à l'empreinte et de abrasivité et solidité:**

**a /** - calculons d'abord l'espérance mathématique qui est déterminée d'après la formule suivante :

$$m = \frac{1}{n-1}\sum_{i=1}^{n}\left(Xi - m'\right) \qquad ; \qquad (3.03)$$

Où;

Xi - Valeur des paramètres étudiés.

Afin de caractériser la dispersion de la variable aléatoire et montrer le groupement autour de l'espérance mathématique.

On utilise la dispersion et l'écart type /36/-

**b/-** la dispersion :

$$D = \frac{1}{n-1}\sum_{i=1}^{n}\left(Xi - m'\right)^2 \qquad ; \qquad (304)$$

**c/ -** l'écart type:

$$\partial = \sqrt{D} \qquad ; \qquad (3.05)$$

**1°/ Résistance à la compression** :

**a - pour le minerai**

m=800,66kgf/cm2

D=19210,32kgf/cm2

$\delta$ =138,60kgf/cm2

**b- pour le stérile.**

m = 536,22 kgf/cm2

D = 79168 kgf/cm2

$\delta$ PK =281,36 kgf/cm2

**2°/ - Résistance à l'empreinte**

**a - pour le minerai.**

m= 53,68 kgf /mm2

D = 0,034 kgf/mm2

$\delta$ pk = 0,18 kgf/mm2

**b - pour le stérile**

m= 36,23 kgf/mm2

D = 0,43 kgf/mm2

$\delta$ pk = 0,65 kgf/mm2

**3 / - l'abrasivité**

**a - pour le minerai**

m = 4,3 mg

D = 0,33 mg

$\delta$ b= 0,57 mg

**b - pour le stérile**

D= 0 mg $\delta$ = 0 m

## III-3 Etude expérimentale du régime de fonctionnement des machines de forage à molettes

### III – 3.1 planification et but des recherches expérimentales.

Comme nous l'avons cité au premier chapitre, il existe a présent un nombre de recherches consacrées à l'étude du processus de forage à molettes.

Les résultats de ces recherches ont permis de créer pour les conditions à ciel ouvert les constructions originales des sondeuses. Il existe des questions qui n'ont pas été suffisamment développées; par exemple il n' y a pas un avis commun sur le caractère de l'influence des paramètres de réglage sur l'outil à molettes et la vitesse de forage, cela provoque la mauvaise exploitation des sondeuses.

A cet effet le but de l'étude expérimentale s'insère dans la détermination de l'influence de certains facteurs sur l'efficacité du processus de forage des machines de forage rotatif munies d'un outil à molettes.

L'analyse du processus de destruction de la roche au moyen des sondeuses permet de conclure que les paramètres de réglage des machines, les limites techniques, et l'état de l'outil influent considérablement sur la vitesse de forage.

Cette dernière prédétermine à son tour les indices technico-économiques d'exploitation des sondeuses, la méthodologie de recherche prévoit :

La détermination de certains paramètres caractérisant la construction des sondeuses rotatives (limites techniques).

- L'étude de l'influence du métrage des trous forés sur la vitesse de forage.
- La réalisation d'une expérience préalable permettant de limiter le domaine de l'étude de la dépendance de la vitesse de forage en fonction des paramètres de réglage (force axiale, et vitesse de rotation).

Dans la plus part des cas l'étude sur les limites des possibilités techniques des sondeuses s'effectue à partir des caractéristiques techniques de ces dernières indiqués sur la plaque signalétique. Ce qui fait défaut pour des sondeuses qui font l'objet de notre étude.

Il est indispensable d'établir expérimentalement les limites des vitesses de rotation, des forces axiales appliquées, et la vitesse d'avancement de l'outil.

L'étude du métrage des trous forés permet d'établir le degré d'usure de l'outil et de déterminer son influence sur la vitesse de forage. Sachant que les paramètres de réglage influent considérablement sur les paramètres de sortie; les facteurs étudiés représentent les valeurs des variables dans le domaine auquel commence l'étude du processus de forage avec le but d'obtenir les valeurs optimales de ces facteurs; comme niveau de base nous avons pris la force axiale appliquée et la vitesse de rotation respectivement égales à 9060kgf et 80tr/mn, leurs intervalles de variation respectivement sont supérieur ou égal à 100kgf et50tr/mn.

La recherche du modèle de l'objet étudié se compose des étapes suivantes:

- Planification de l'expérience;
- Réalisation de l'expérience;
- Vérification de la productivité expérimentale;
- Obtention du modèle du processus avec la vérification des coefficients de l'équation de la méthode des moindres carrés.

Du point de vue résultat final des travaux accomplis en qualité du paramètre d'optimisation, nous avons choisis la vitesse de forage.

Les facteurs étudies (vitesse de rotation du train de tige (nr), force axiale (Pax) représentent des variables, c'est a dire lors du forage expérimental, nous pouvons leur donner des valeurs déterminées.

### III- 3- 2 - Méthodologie des recherches expérimentales.

L'analyse des formules empiriques de la détermination des régimes de forage rotatif à molettes recommandées par un nombre de recherches consacrées à l'étude du processus de forage rotatif. Les résultats de ces recherches ont permis de créer pour les conditions des carrières les constructions des sondeuses.

Parmi toutes ces méthodes, ils existent d'autres qui sont abandonnées à cause de la négligence de certains paramètres malgré leur importance et leur nécessité; seulement certaines méthodes nous permettent de faire une étude plus simple avec des résultats plus proches, mais tous les paramètres de forage ne sont pas forcement connus, voila pourquoi il est nécessaire de faire une recherche expérimentale sur le régime de forage rotatif à molettes ayant pour but de préciser les résultats théoriques obtenus préalablement par l'établissement des résultats expérimentaux et la détermination des régimes de forage les plus favorables pour les conditions concrètes des carrières algériennes; il convient que dans les mêmes conditions de travail ce sont les paramètres de réglage, les limites techniques et l'état de l'outil qui influent sur la vitesse de forage.

L'étude de l'influence du métrage des trous forés a été programmée dans le but de déterminer le degré d'usure de l'outil et d'établir son influence sur la vitesse de forage.

Vu que les paramètres de réglage de la machine (vitesse de rotation, force axiale appliquée) influent considérablement sur les paramètres de sorties, donc on a pris la décision d'effectuer deux étapes d'expérience en appliquant les méthodes théoriques et de la planification expérimentale.

### III.3.3 LA REALISATION DES EXPERIENCES

La réalisation du forage expérimental a été programmée dans les conditions de la carrière de fer de l'Ouenza à l'aide de deux sondeuses INGERSOLL RAND et ATLAS COPCO équipées d'une centrale hydraulique chacune, en qualité d'outil de forage , on a utilisé l'outil à molettes.

Durant la réalisation des expériences on a utilisé comme moyen de mesure l'appareillage suivant :

- Un dynamomètre à la compression du type HRC.
- Un tachymètre magnétique.
- Un chronomètre.

Afin de déterminer les limites techniques des paramètres de réglage de la machine, on a procède de la manière suivante:

On a installé la sondeuse sur le terrain à forer, puis on a actionné le bouton de la mise en marche de la machine, un tachymètre magnétique maintenu sur la circonférence du train de tige, on a mesuré la vitesse de rotation.

- Vu la complexité de la détermination de la force axiale, on a placé un dynamomètre à la compression entre le sol et l'outil, et à l'aide de la manette, on a fait descendre l'ensemble rotateur, moteur, tige, plus l'outil de 160mm de diamètre, ensuite on a évacué le dynamomètre, et on a fixé une pression sur le manomètre de la centrale hydraulique, on a effectué le forage. Au fur et à mesure que l'avancement s'effectue. On a procède au prélèvement de la vitesse de rotation de la tige tout en gardant le tachymètre sur sa circonférence.

Pour déterminer la vitesse d'avancement de l'outil:

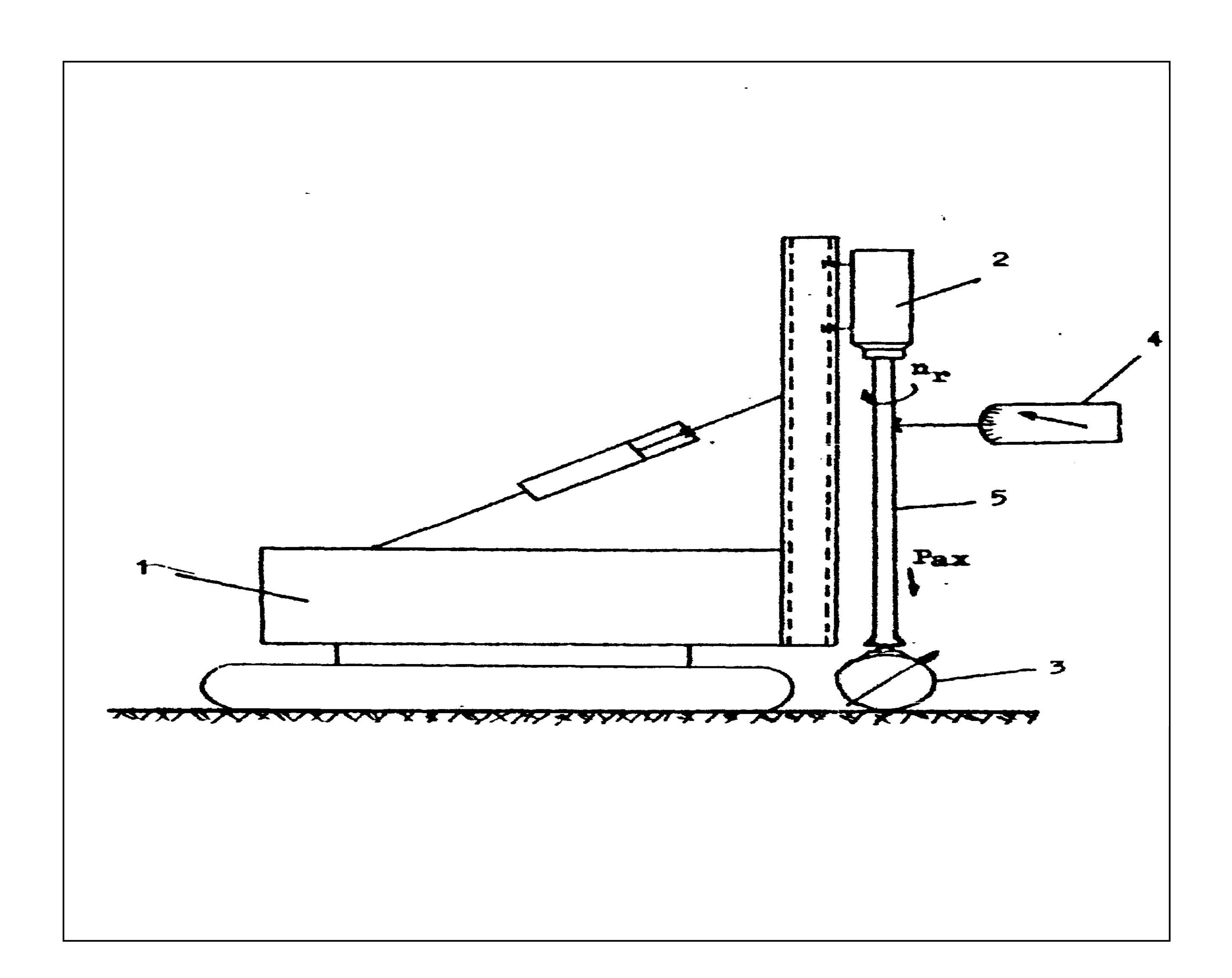
On a chronométré le temps de son déplacement suivant toute la longueur des vérins hydrauliques(voirFig.3.3).

1-machine de forage

2-rotateur

3-dynamomètre à la compression

4 –tachymètre 5- Tige de guidage




**FigIII.3. schéma simplifié de la sondeuse à molettes lors de l'étude expérimentale**

## III – 3.3.1 - CONTROLE DE LA VITESSE DE ROTATION.

A l'aide du tachymètre magnétique à main, on mesure la vitesse de rotation de 30 à 30000 tr/min de la tige en rotation et possède trois gammes de mesure.

- 30 a 300 tr/min;
- 300 a 3000 tr/min;
- 3000 a 30000 tr/min.

Le principe de fonctionnement de l'appareil sur les mesures des forces qui prennent naissance en définitive de l'action réciproque du champ magnétique en rotation d'un aimant permanent sur qui est imprimée la rotation du groupe, avec les courants induits par ce champ dans le rotor métallique en masse unie/33/.

Le tachymètre magnétique est muni d'une roue avec un diamètre de 32mm utilisé pour mesurer la vitesse de rotation d'un arbre tournant, dont le centre est fermé. Le nombre de tour est dans ce cas mesuré à l'aide de cette roue qui s'applique par son diamètre sur l'arbre tournant.

- Le nombre de tour étalon détermine par la formule suivante:

$$\mathbf{n} = \mathbf{n}_t \cdot \frac{dr}{da} \qquad ; \qquad (3.06)$$

Où:

$n_t$: L'indication du tachymètre;

$d_r$: Diamètre de la roue;

$d_a$: Diamètre de l'arbre.

Pour éviter son endommagement pendant le travail le tachymètre doit -être ajuster sur la gamme de mesure de 3000 tr/mn si la vitesse angulaire n'est pas donnée et relie l'arbre de sortie du tachymètre a la tige de rotation, si cela fait l'aiguille du tachymètre ne devient pas, commuter l'appareil sur la gamme de mesure suivante (300+ 3000 tr/mn ) ayant tourné la tête T de l'arbre de sortie du tachymètre magnétique (figure 3.4) et répéta la mesure. Si dans ce cas la l'aiguille ne dévie pas -muter le tachymètre de la dite façon sur les gammes de meure de 30 à 300 tr/min et mesura la vitesse angulaire délation de la tige.

L'erreur de la lecture aux températures ambiantes de: 0°c a 50°c, ne dépasse pas 1 à 2% de la valeur maximale l'échelle pour chaque gamme de mesure.

Tout en suivant l'opération, on mesure le temps à l'aide du chronomètre, après cela on détermine la vitesse de forage.

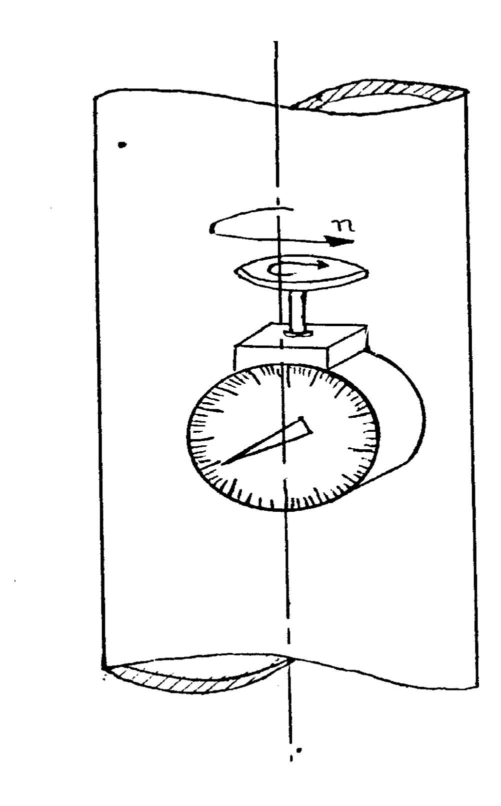



**Fig. III. 4. Mesure de la vitesse de rotation de l'outil à l'aide du Tachymètre magnétique**

**III-3-3.2. Etude des facteurs influant sur la productivité des sondeuses à molettes.**

En principe les valeurs de la productivité théorique, technique et d'exploitation peuvent être déterminées à l'aide des calculs correspondants. Par exemple on détermine la vitesse de forage au moyen de formule connue. Mais cette méthode ne nous permet pas d'avoir des résultats reflétant réellement les capacités des sondeuses, vu sa dépendance de certains facteurs qui ne peuvent être précisée que sur le terrain car leur variation est assez grande.

Parmi ces facteurs nous pouvons citer les variations des propriétés physico- mécaniques des roches forées, la qualification du personnel desservant la sondeuse ainsi que l'état de l'outil de forage à cause de l'usure. C'est la raison pour laquelle nous nous sommes proposés de réaliser des expériences visant la détermination des valeurs statistiques des variables entrantes dans les formules (3.23) et (3.29).

Une des méthodes permettant de le faire est celle du chronométrage qui suppose la fixation des données caractérisant l'utilisation de telle ou telle sondeuse, à savoir l'heure du commencement et de la fin de chaque opération, nomination de cette dernière, profondeur et métrage de forage. L'exemple d'une carte de chronométrage est présenté dans les tab.3 .5 et 3.6
L'ordre de la réalisation du chronométrage doit rependre aux exigences suivantes : véracité, continuité et volume nécessaire des observations. Selon les recommandations /26/ ce dernier est de deux postes de travail de la sondeuse examinée.

A présent on utilise dans les carrières de calcaire Algériennes quelques sondeuses travaillant en même temps. Par exemple dans la carrière de Ouenza ce sont les sondeuses Ingersoll-Rand et Atlas-Copco employées pour le forage de la roche. Pour comparer leur rendement nous avons fait le chronométrage de fonctionnement de chacune d'elles et les résultats obtenus sont représentés dans les tab.III.5 et III.6 l'analyse de ces résultats montrent qu'il y a de grandes pertes de temps causées par une mauvaise organisation de travail (environ 60% de la durée du poste) ; que pendant le fonctionnement des sondeuses nous n'avons pas enregistré les pertes de temps dues au remplacement de l'outil de forage. il existe une variation des valeurs des vitesses de forage. C'est pourquoi ces dernières sont déterminées par les paramètres des régimes de forage
(force axiale appliquée, vitesse de rotation). Ceux-ci dépendent en premier lieu des performances des sondeuses, de la qualification du personnel et d'autres.

**Tableau III. 5 Exemple d'une carte de chronométrage :**

| N° | Temps | Chrono métrage | Longueur du trou, m | Sondeuse « INGERSOLL-RAND » |
|---|---|---|---|---|
| 1 | 6h00'-7h01' | 61' | - | Temps perdu |
| 2 | 7h01'-7h31' | 30' | - | Mise en service (examen, graissage) |
| 3 | 7h31'-7h41' | 10' | - | Manipulation préliminaire |
| 4 | 7h41'-8h04' | 23' | 3m | Forage |
| 5 | 8h04'-8h04'30'' | 30'' | - | Allongement du train de tige |
| 6 | 8h04'30''-8h07'30'' | 3' | | Arrêt de la sondeuse |
| 6 | 8h07'30'''-8h30'30'' | 23' | -3m | Forage |
| 7 | 8h30'30''-8h11'30" | 30' | | Allongement du train de tige |
| 8 | 8h11'30"-8h11'41" | 11'' | 1.3m- | Forage |
| 9 | 8h11'41"-8h41'30'' | 30' | | Allongement du train de tige |
| 10 | 8h41'30'''-9h02' | 21'30'' | -3m | Forage |
| 11 | 9h02'-9h02'30'' | 30'' | | Allongement du train de tige |
| 12 | 9h02'30''-9h 25'30'' | 23' | -3m | Forage |
| 14 | -9h 25'30''-9h 28' | 2'30'' | | récupération du train de tige |
| 15 | 9h 29'-30''-9h 31' | 1'30'' | - | Déplacement de la sondeuse |
| 16 | 9h 31'-9h33'30" | 2'30'' | - | Manipulation préliminaire |
| 17 | 9h33'30"-9h57' | 23'30'' | 3m | Forage |
| 18 | 9h57'-9h57' 30" | 30'' | | Allongement du train de tige |
| 19 | 9h8'-9h19'30'' | 21'30'' | -3m | Forage |
| 20 | 9h19'30''-9h20' | 30'' | | Allongement du train de tige |
| 21 | 9h20'-9h41'30'' | 21'30'' | 3m | Forage |
| 22 | 9h41'30''-9h42' | 30'' | | Allongement du train de tige |
| 23 | 9h42'-10h03'30'' | 21'30'' | 3m | Forage |
| 24 | 10h03'30'''-10h04' | 30'' | | Allongement du train de tige |
| 25 | 10h04'-10h25'30'' | 21'30'' | -3m | Forage |
| 26 | 10h25'30''-10h28'30'' | 3' | - | récupération du train de tige |
| 27 | 10h28'30''-10h30' | 1'30' | - | Déplacement de la sondeuse |
| 28 | 10h30'-10h31' | 1' | - | Manipulation préliminaire |
| 29 | 110h31'-10h52' | 21' | 3m | Forage |
| 30 | 10h52'-10h52'30'' | 30'' | - | Allongement du train de tiges |
| 31 | 10h52'30''-11h14' | 21'30'' | 3m | Forage |
| 32 | 11h14'-11h14'30'' | 30'' | - | Allongement du train de tiges |
| 33 | 11h14'30'''-11h37' | 22'30'' | 3m | Forage |
| 34 | 11h37'-11h37'30'' | 30'' | - | Allongement du train de tiges |
| 35 | 11h37'30''-11h47'30" | 10' | 3m | Forage |
| 36 | 11h47'30"'-11h48' | 30'' | - | Allongement du train de tiges |
| 37 | 11h48'-12h08'30'' | 21'30'' | 3m | Forage |
| 38 | 12h08'30''-12h11' | 2'30'' | - | récupération du train de tige |
| 39 | 12h11'-12h12' | 1' | - | Déplacement de la sondeuse |
| 40 | 12h12'-12h13' | 1' | - | Manipulation préliminaire |
| 41 | 12h13'-121h14' | 1' | - | Réparation de la sondeuse |
| 42 | 121h14'-12h32'30'' | 18'30'' | 2.9m | Forage |
| 43 | 12h32'30''-12h33' | 30'' | - | Allongement du train de tige |
| 44 | 12h33'-12h53' | 20' | 3m | Forage |
| 45 | 12h53'-12h53'30'' | 30'' | - | Allongement du train de tige |

Suite du Tableau III.5

| N° | Temps | Chrono métrage | Longueur du trou, m | Sondeuse « INGERSOLL-RAND » |
|---|---|---|---|---|
| 46 | 12h53'30''-13h15'30'' | 22' | 3m | Forage |
| 47 | 13h15'30''-13h16' | 30'' | - | Allongement du train de tige |
| 48 | 13h16'-13h39'30'' | 23'30'' | 3m | Forage |
| 49 | 13h39'30''-13h39'30" | 30'' | - | Allongement du train de tige |
| 50 | 13h39'30"-14h01'30" | 22' | 3m | Forage |
| 51 | 14h01'30"-14h04'30" | 3' | - | récupération du train de tige |
| 52 | 14h04'30"-14h24'30" | 24' | 2.2m | Forage |

**Tableau III. 6 Exemple d'une carte de chronométrage :**

| N° | Temps | Chrono métrage | Longueur du trou, m | Sondeuse ATLAS COPCO » |
|---|---|---|---|---|
| 1 | 6h00'-7h01' | 61' | - | Temps perdu |
| 2 | 7h01'-7h31' | 30' | - | Mise en service (examen, graissage) |
| 3 | 7h31'-7h41' | 10' | - | Manipulation préliminaire |
| 4 | 7h41'-8h04' | 23' | 1m | Forage |
| 5 | 8h04'-8h04'30'' | 30'' | - | Allongement du train de tige |
| 6 | 8h04'30''-8h07'30'' | 3' | | Arrêt de la sondeuse |
| 6 | 8h07'30'''-8h30'30'' | 23' | 1m | Forage |
| 7 | 8h30'30''-8h11'30" | 30' | | Allongement du train de tige |
| 8 | 8h11'30"-8h11'41" | 11'' | 1.m- | Forage |
| 9 | 8h11'41"-8h41'30'' | 30' | | Allongement du train de tige |
| 10 | 8h41'30'''-9h02' | 21'30'' | 1.m | Forage |
| 11 | 9h02'-9h02'30'' | 30'' | | Allongement du train de tige |
| 12 | 9h02'30''-9h 25'30'' | 23' | 1m | Forage |
| 14 | -9h 25'30''-9h 28' | 2'30'' | | récupération du train de tige |
| 15 | 9h 29'-30''-9h 31' | 1'30'' | - | Déplacement de la sondeuse |
| 16 | 9h 31'-9h33'30" | 2'30'' | - | Manipulation préliminaire |
| 17 | 9h33'30"-9h57' | 23'30'' | 1m | Forage |
| 18 | 9h57'-9h57' 30" | 30'' | | Allongement du train de tige |
| 19 | 9h8'-9h19'30'' | 21'30'' | 1.5m | Forage |
| 20 | 9h19'30''-9h20' | 30'' | | Allongement du train de tige |
| 21 | 9h20'-9h41'30'' | 21'30'' | 1.5m | Forage |
| 22 | 9h41'30''-9h42' | 30'' | | Allongement du train de tige |
| 23 | 9h42'-10h03'30'' | 21'30'' | 1.1m | Forage |
| 24 | 10h03'30'''-10h04' | 30'' | | Allongement du train de tige |
| 25 | 10h04'-10h25'30'' | 21'30'' | 1.5m | Forage |
| 26 | 10h25'30''-10h28'30'' | 3' | - | récupération du train de tige |
| 27 | 10h28'30''-10h30' | 1'30' | - | Déplacement de la sondeuse |
| 28 | 10h30'-10h31' | 1' | - | Manipulation préliminaire |
| 29 | 110h31'-10h52' | 21' | 1m | Forage |
| 30 | 10h52'-10h52'30'' | 30'' | - | Allongement du train de tiges |
| 31 | 11h14'30'''-11h37' | 21'30'' | 1m | Forage |
| 32 | 11h37'-11h37'30'' | 30'' | - | Allongement du train de tiges |
| 33 | 11h37'30''-11h47'30" | 22'30'' | 1m | Forage |
| 34 | 11h47'30"'-11h48' | 30'' | - | Allongement du train de tiges |
| 35 | 11h48'-12h08'30'' | 22' | 1.0m | Forage |
| 36 | 12h08'30''-12h11' | 23'30'' | - | Allongement du train de tiges |
| 37 | 12h11'-12h12' | 23'30'' | 1.6m | Forage |
| 38 | 12h12'-12h13' | 30'' | - | récupération du train de tige |
| 39 | 12h13'-121h14' | 22' | - | Déplacement de la sondeuse |
| 40 | 121h14'-12h32'30'' | 3' | - | Manipulation préliminaire |
| 41 | 12h32'30''-12h33' | 24' | - | Réparation de la sondeuse |
| 42 | 12h33'-12h53' | 22' | 1. m | Forage |
| 43 | 12h53'-12h53'30'' | 30'' | - | Allongement du train de tige |
| 44 | 11h14'30'''-11h37' | 23'30'' | 1.1m | Forage |
| 45 | 11h37'-11h37'30'' | 30'' | - | Allongement du train de tige |
| 46 | 12h53'30''-13h15'30'' | 22' | 3m | Forage |
| 47 | 13h15'30''-13h16' | 30'' | - | Allongement du train de tige |
| 48 | 13h16'-13h39'30'' | 23'30'' | 3m | Forage |
| 49 | 13h39'30''-13h39'30" | 30'' | - | Allongement du train de tige |
| 50 | 13h39'30"-14h01'30" | 22' | 3m | Forage |
| 51 | 14h01'30"-14h04'30" | 3' | - | récupération du train de tige |
| 52 | 14h04'30"-14h24'30" | 24' | 2.2m | Forage |

**Tableau III.7 Généralisation des résultats de chronométrage :**

| N° | Indices | Désing-ation | INGERSOLL-RAND | | | ATLAS-COPCO | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | 1poste | 2poste | Valeur moyenne | 1poste | 2poste | Valeurs moyennes |
| I | Travaux d'organisation | $T_{org}$ | | | | | | |
| I.1 | Mise en service | $T_{ser}$ | 30' | - | 15' | 30' | - | 15' |
| I.2 | Déplacement préliminaire | $T_{dép}$ | - | - | - | 30' | - | 15' |
| I.3 | Repos des travailleurs | $T_{rep}$ | 55' | 60' | 57'30'' | 67' | - | 35'30'' |
| I.4 | D'autres | $T_{aut}$ | 121' | 180' | 150'30'' | 72' | 273 | 172'30'' |
| | total | | 206' | 240' | 223' | 199' | 273' | 238' |
| II | Travaux auxiliaires | $T_{aux}$ | | | | | | |
| II.1 | Manipulations préliminaires | $T_{man}$ | 14'30'' | 20' | 17'15'' | 15' | 14' | 14'30'' |
| II.2 | Allongement, levage de tige | $T_{al}$ | 19'30'' | 25' | 22'15'' | 18' | 16' | 17' |
| II.3 | Déplacement d'un trou à l'autre | $T_{dép}$ | 4' | 8' | 6' | 6' | 4' | 5' |
| II.4 | Réparation de la sondeuse | $T_{repa}$ | 4' | 7' | 6' | 5'30'' | 15' | 10'15'' |
| II.5 | Remplacement de l'outil | $T_{remp}$ | - | - | - | - | - | - |
| | Total | $T_{aux}$ | 42' | 60' | 51'30" | 44'30" | 49' | 46'45" |
| III.1 | Forage | $T_f$ | 432' | 360' | 397' | 432' | 360' | 397'' |
| | Profondeur totale, m | L | 48 | 35 | 39,5 | 19.9 | 17.5 | 18.4 |
| | Vitesse de forage, m/min | $V_f$ | 0,111 | 0,097 | 0,104 | 0.044 | 0.048 | 0,046 |

## III.4. Résultas de l' étude expérimentale de forage à molettes et leur analyse

L'étude du régime de fonctionnement de la sondeuse a été réalisée dans les conditions de la carrière de fer de Ouenza selon la méthodologie proposée (voir3-1).

Les paramètres des limites techniques de la sondeuse déterminés pendant son fonctionnement à vide sont :

vitesse de rotation maximale 80 et 130 tr/min.

force axiale appliquée maximale 15000kgf.

Vitesse d'avancement maximale 0,20m/mn.

Durant les expériences nous avons constaté que la vitesse de forage s'accroît avec l'augmentation de la force axiale.

Nous signalons qu'au cours de notre étude expérimentale, ce sont les ruptures des dents qui sont la cause essentielle de la diminution de la durée de vie de l'outil de forage (on procède directement à son changement).

Les résultats relevés sont représentés dans le tableau (3.8).

## Tab III . 8.Résultats de l'étude expérimentale

| Essais | Pax; kgf | Avec $nr_1$ =130tr/mn | | Avec $nr_2$ = 80tr/mn | |
|---|---|---|---|---|---|
| | | Vf, m/mn | H , m | Vf, m/mn | H , m |
| 01 | 9348 | 0,06 | 126 | 0,048 | 196 |
| 02 | 9598 | 0,062 | 125 | 0,050 | 192 |
| 03 | 9848 | 0,067 | 115 | 0,054 | 190 |
| 04 | 10098 | 0,069 | 112 | 0,056 | 188 |
| 05 | 11310 | 0,075 | 108 | 0,060 | 160 |
| 06 | 11560 | 0,077 | 103 | 0,062 | 158 |
| 07 | 11810 | 0,079 | 101 | 0,065 | 152 |
| 08 | 12060 | 0,082 | 89 | 0,068 | 148 |
| 09 | 1327 2 | 0,088 | 86 | 0,072 | 146 |
| 10 | 13522 | 0,091 | 64 | 0,074 | 123 |
| 11 | 13772 | 0,094 | 56 | 0,076 | 106 |
| 12 | 14022 | 0,096 | 52 | 0,079 | 86 |
| 13 | 15234 | 0,11 | 43 | 0,081 | 63 |
| 14 | 15484 | 0,13 | 34 | 0,084 | 56 |
| 15 | 15734 | 0,15 | 32 | 0,088 | 43 |
| 16 | 15984 | 0,18 | 26 | 0,092 | 31 |

## III.4.1 . ANALYSE DES RESULTATS

Pour le traitement des résultats , on utilise l'analyse de régression en supposant que la relation entre la vitesse de forage et la pression pour diverses forces axiales est représentée par une ligne droite dont la fonction est de la forme :

$$Vf=C1 + C2.P \quad ; \quad (3.07)$$

Où Cl et C2 sont les inconnus de l'équation, qui doivent être déterminées par les résultats expérimentaux.

En utilisant la méthode des moindres carrés, qui a pour principe que la droite la mieux ajustée aux données est celle pour laquelle la somme des carrées des résidus est minimale, ces paramètres sont déterminés par les formules suivantes /36/

$$C_2 = \frac{N\sum Pi.vfi - \sum Pi.\sum vfi}{N.\sum Pi^2 - (\sum Pi)^2} \quad ; \quad (3.08)$$

N: nombre d'observations dans l'expérience.

Pi; vfi; Pression et vitesse de forage pour la $i^{ère}$ expérience.

$$C_1 = \frac{N\sum Pi^2.N\sum vfi - \sum Pi.\sum Pi.vfi}{N.\sum Pi^2 - (\sum Pi)^2} \quad ; \quad (3.09)$$

Supposons que l'équation est sous la forme :

$$S = [F(x) - \tau(x)]^2 \quad ; \quad (310)$$

F(x)= Yi

$$\tau(x) = C1+C2.X \quad ; \quad (3.11)$$

Alors : $S= ( Yi - C1-C2.X)^2$

**1/ Dérivé par rapport à C1:**

$$\frac{ds}{dc1} = 0 \Rightarrow \quad -2\sum(Yi - C1 - C2 \bullet Xi) = 0$$

On sais que ds = -2

D'où $\sum_{i=1}^{n}(Yi + c1 + c2.Xi) = 0$

Yi =NC1+C2. $\sum_{i=1}^{n} Xi$ ; (3.12)

**2°/dérivé par rapport à C2:**

$$\frac{ds}{dc2} = 0 \Rightarrow -2\sum_{i=0}^{n}(Yixi - c1.x - c2.x)(x) = 0$$

$\sum_{i=1}^{n} yi.xi(xi) = C1\sum_{I+1}^{N} xi + C2\sum_{I+1}^{N} XI$ ; (3.13)

Pour déterminer les deux inconnus (cl et c2 ) du système d'équations. on calcule d'abord le déterminant :

$$\Delta = N.\sum_{I+1}^{n} xi^{\ 2} - \left(\sum_{i=1}^{n} xi\right)^{2}$$ ; (3.14)

Où :

Xi = $Pax_i$

Yi = Vfi

**pour d=160mm et nr =80tr/mn**

Le système d'équation est :

$$\begin{cases} 16.\ C_1 + 20265{,}6 = 1{,}109 \\ 202656\ C_1 + 2645079776 C_2 = 14479.23 \end{cases}$$

Le déterminant $\Delta$ :

$$\Delta = \begin{vmatrix} 16 & 20265,6 \\ 20265,6 & 26450797,76 \end{vmatrix} = 12518220,8$$

$\Delta$ = 12518220,8

$$C_1 = \frac{\Delta C1}{\Delta}$$

$$C_1 = \frac{\begin{vmatrix} 1,109 & 202656 \\ 202656 & 2645079776 \end{vmatrix}}{\Delta}$$

C1 = - 7,264.$10^4$/ $\Delta$

Le calcul du coefficient c2

$$C_2 = \frac{\Delta C_2}{\Delta}$$

$$C_2 = \frac{\begin{vmatrix} 16 & 1,109 \\ 20265 & 14479.23 \end{vmatrix}}{\Delta}$$

**$C_2$ = 5,529 .$10^{-5}$**

**<u>pour d=160mm et nr =130tr/mn</u>**

Le système d'équation est :

$$\begin{cases} 16.\ C_1 + 202656 = 1,51 \\ 202656\ C_1 + 2645079776 C_2 = 20142.52 \end{cases}$$

Le déterminant $\Delta$ :

$$\Delta = \begin{vmatrix} 16 & 205656 \\ 202656 & 2645079776 \end{vmatrix} = 12518220,8$$

$\Delta$ = 12518220,8

$$C_1 = \frac{\Delta C_1}{\Delta}$$

$$C_1 = \frac{\begin{vmatrix} 1,51 & 202656 \\ 202656 & 2645079776 \end{vmatrix}}{\Delta}$$

C1 = 879320,713/ $\Delta$

**Le calcul du coefficient $C_2$**

$$C_2 = \frac{\Delta C_2}{\Delta}$$

$$C_2 = \frac{\begin{vmatrix} 16 & 1,51 \\ 202656 & 14479.23 \end{vmatrix}}{\Delta}$$

***$C_2$* = 1,299 .$10^{-5}$**

**Tab. III. 9 Détermination du coefficient de corrélation**

| Xi | Yi | $xi^2$ | xi.Yi |
|---|---|---|---|
| 9348 | 0,06 | 87385104 | 568.8 |
| 9598 | 0,062 | 95121604 | 595.07 |
| 9848 | 0,067 | 96983104 | 659.81 |
| 10098 | 0,069 | 101969604 | 69,6.76 |
| 11310 | 0,075 | 127916100 | 848.25 |
| 11560 | 0,077 | 133633600 | 890.12 |
| 11810 | 0,079 | 140896900 | 937.73 |
| 12060 | 0,082 | 145443600 | 988.92 |
| 1327 2 | 0,088 | 176145980 | 1167.93 |
| 13522 | 0,091 | 1828444800 | 1230.50 |
| 13772 | 0,094 | 1896129800 | 1294.56 |
| 14022 | 0,096 | 196616480 | 1346.11 |
| 15234 | 0,11 | 232074756 | 1675.74 |
| 15484 | 0,13 | 239754256 | 201292 |
| 15734 | 0,15 | 247558756 | 2360.1 |
| 15984 | 0,18 | 255448256 | 2877.12 |
| 202656 | 1,51 | 26450797 76 | 20142.52 |
| - Avec l'outil de diamètre d = 160mm ; nr= 130tr/mn | | | |

## Tab III 10 Détermination Du Coefficient De Corrélation

| N° | xl | yi | $xi^2$ | Xi .yi |
|---|---|---|---|---|
| 01 | 9348 | 0,048 | 87385104 | 44,8.70 |
| 02 | 9598 | 0,050 | 95121604 | 47,9.9 |
| 03 | 9848 | 0,054 | 96983104 | 53,1.79 |
| 04 | 10098 | 0,056 | 101969604 | 565.48 |
| 05 | 11310 | 0,060 | 127916100 | 678.6 |
| 06 | 11560 | 0,062 | 133633600 | 716.72 |
| 07 | 11810 | 0,065 | 140896900 | 767.65 |
| 08 | 12060 | 0,068 | 145443600 | 820.08 |
| 09 | 1327 2 | 0,072 | 176145980 | 95.5.58 |
| 10 | 13522 | 0,074 | 1828444800 | 1000.62 |
| 11 | 13772 | 0,076 | 1896129800 | 1046.67 |
| 12 | 14022 | 0,079 | 196616480 | 1107.73 |
| 13 | 15234 | 0,081 | 232074756 | 1233.95 |
| 14 | 15484 | 0,084 | 239754256 | 1300.75 |
| 15 | 15734 | 0,088 | 247558756 | 1384.59 |
| 16 | 15984 | 0,092 | 255448256 | 1470.52 |
| ∑ | 20265 6 | 1, 109 | 26450797 76 | 14479.2 3 |
| — Avec l'outil de diamètre d = 160mm ; nr= 80tr/mn | | | | |

**III 4.2. Calcul de l'erreur relative à la vitesse de forage:**

1 -Pour l'outil de diamètre 160mm :

**a- avec la vitesse de rotation $n_1$=130tr/mn**

$$E = \sqrt{\frac{(ycal - yi)2}{n-2}} \quad ; \qquad (3.15)$$

E = $1.870.10^{-4}$

**b- avec la vitesse de rotation $n_2$=80tr/mn**

$$E = \sqrt{\frac{(ycal - yi)2}{n-2}}$$

E=$3.207.10^{-5}$

**III-5- Détermination de la productivité des machines de forage rotatif.**

Pendant le choix des machines de forage, la question qui nous préoccupe, a toujours été la productivité que peut assurer la machine dans les conditions bien définies, mais ce facteur reste lié au régime de fonctionnement de la machine, qui à son tour dépend des propriétés de la roche, du type de l'outil, et des paramètres de la machine.

Plusieurs chercheurs ont considérés cette question, sans pour autant négliger les facteurs qui peuvent avoir une grande influence sur le choix du régime de fonctionnement des machines de forage et leurs productivités tels que l'effort axial. La hauteur de pénétration de l'outil, la vitesse d'avancement, et la puissance maximale du train de tige.

**III-5.1. Choix du régime de fonctionnement de la sondeuse**

Selon le nomogramme que nous allons élaboré, on réalise le choix de la force axiale et la vitesse de rotation pour lesquelles la productivité de la sondeuse sera plus grande en tenant compte des facteurs limitants./34/.

Pour visualiser les questions, une représentation graphique et les résultats d'expériences sont montrés sur les figures (3.6) à (3.7). L'analyse des résultats d'expériences des figures citées , nous a permis de signaler que la relation entre la vitesse de forage et la pression d'alimentation est une ligne droite .

Les résultats obtenus sont vérifiés pour le domaine d'application de la force axiale exercée et de la vitesse de rotation pour le forage avec l'outil de diamètre d=160mm, Pax =13272kgf, $n_1$=130tr/mn , $n_2$ =80 tr/mn.

La vérification de l'expérience a montré qu'avec l'augmentation de la force axiale, et la vitesse de rotation jusqu'à leurs valeurs indiquées ci-dessus provoquent l'accroissement de la vitesse de forage ; au delà de ces limites, la productivité de la machine diminue , ce qui s'explique par le coincement et la détérioration de l'outil , et l'apparition des vibrations à cause des déblais au fond du trou .Pour remédier à cela et pour l'utilisation des possibilités entières de la machine dans son régime rationnel ; bien que représenté sur le nomogramme .

## III 5.2. . Calcul de la Productivité des sondeuses rotatives à molettes dans les carrières du minerai de fer Algériennes

L'efficacité d'une machine minière peut être caractérisée par quelques paramètres parmi lesquels nous distinguons en premier lieu la productivité. La connaissance de cette dernière pour les machines de forage permet de savoir le volume de forage à réaliser, de faire le choix de la machine dans les conditions concrètes et de planifier la production de l'entreprise. Ce paramètre dépend de plusieurs facteurs qui pour les sondeuses rotatives, peuvent êtres divisées en facteurs reflétant :

- les conditions d'exploitation (propriétés physico mécaniques des roches, diamètre et profondeur des trous forés).
- La construction des machines en question (puissance de mécanismes d'avancement et de rotation de l'outil, type de l'outil de forage).
- Les régimes de destruction des roches (vitesse de rotation de l'outil , énergie d'un choc).

Jusqu’à présent de nombreuses recherches ont été faites et ont permis d’aboutir à quelques méthodes de détermination de la productivité des sondeuses y compris celles rotatives. La plus répandue /19/ est basée sur les suppositions suivantes :

- la productivité théorique correspond à la vitesse mécanique de forage.
- la productivité technique tient compte des pertes de temps qui sont liées à la réalisation des opérations auxiliaires ayant lieu lors du forage du trou, tout en tenant compte de la nécessité d’exercer les opérations préparatoires.

La productivité technique est déterminée d’après la formule

$$Q_{tech} = \frac{T - T_{pr}}{\left(\frac{1}{V_f} + t_{aux}\right).Krep} \quad \text{, m/poste} \qquad (3.16)$$

Où $t_{aux}$ - durée des opérations auxiliaires réduites pour un mètre de trou foré, (min/m) ;

$t_{aux}$ - durée des opérations préparatoires, (min) ;

T - durée d’un poste de travail, (min) ;

$K_{rep}$ - coefficient tenant compte de la pause des ouvriers.

- la productivité d’exploitation tient compte des pertes de temps qui portent le caractère fortuit (pannes imprévues des mécanismes de la sondeuse).

La productivité d’exploitation est exprimée par la formule

$$Q_{exp} = Q_{tech}.K_u \quad \text{, m/poste} \qquad (3.17)$$

Où $K_u$ – coefficient d’utilisation de la sondeuse durant un poste.

L’analyse de la méthode exposée de détermination de la productivité des sondeuses montre que celle-ci a quelques inconvénients parmi lesquels nous distinguons :

- la division des pertes de temps en deux groupes selon leur caractère (régulier et fortuit) dans certains cas éventuels, exemple remplacement de l’outil de forage. Ces pertes de temps se rapportent aux opérations auxiliaires qui doivent s’effectuer durant chaque poste. Mais dans le cas du forage des trous dans les roches non abrasivité, il n’est pas nécessaire de remplacer l’outil de forage assez souvent. Cela veut dire que cette opération portera le caractère aléatoire.

- Cette méthode ne permet pas d'apprécier séparément le degré de l'influence de la construction de la sondeuse, ou de l'organisation de travail sur le niveau de la productivité.

Afin d'éviter les inconvénients énumérés nous recommandons l'utilisation d'une méthode connue élaborée pour les abatteuses chargeuses /25/ pour déterminer la productivité des sondeuses.

Comme dans le cas précédent nous estimons qu'il est nécessaire de distinguer la productivité théorique, technique et d'exploitation et de calculer celle théorique de la façon suivante :

$$Q_{théo} = V_f \quad , m/min \qquad (3.18)$$

La productivité technique doit tenir compte de l'influence de l'imperfection technique de la sondeuse envisagée sur sa productivité et s'exprime par la formule suivante :

$$Q_{tech} = 60.Q_{théo}.K_{tech} \quad , m/h \qquad (3.19)$$

Où $K_{tech}$ – coefficient de l'imperfection technique de la sondeuse.

$$K_{tech} = \frac{T_f}{T_f + T_{aux}} \quad , \qquad (3.20)$$

Où $T_f$ – temps de travail productif de la sondeuse pendant un cycle, (min) ;

$$T_f = \frac{L}{V_f} \quad , \qquad (3.21)$$

Où

L –métrage du trou foré, (m) ;

$T_{aux}$ – pertes sommaires de temps à la réalisation des travaux auxiliaires aux temps d'arrêt de la sondeuse à cause de son imperfection.

$$T_{aux} = T_{man} + T_{al} + T_{dép} + T_{rep} + T_{remp} ,; \qquad (3.22)$$

Où $T_{man}$- temps de manipulation préliminaire avant le forage de chaque trou, (min) ;

$T_{al}$- temps de rallongement et de levage du train des tiges,

$T_{dép}$- temps de déplacement de la sondeuse au nouveau trou, (min)

$T_{rép}$- temps de réparation de la sondeuse , (min)

$T_{remp}$- temps de remplacement de l'outil de forage, (min)

D'où :

$$K_{tech} = \frac{1}{1+\frac{T_{aux}}{T_f}} = \frac{1}{1+\frac{T_{man}+T_{al}+T_{dép}+T_{rep}+T_{remp}}{L}.V_f} \quad , \qquad 3.23)$$

Afin d'apprécier l'influence de divers facteurs sur la productivité technique nous admettons que le coefficient $K_{tech}$ est égal à

$$K_{man} = \frac{T_f}{T_f + T_{man}} \quad , \qquad (3.24)$$

- s'il n'existe que des opérations préliminaires de manipulation

$$K_{al} = \frac{T_f}{T_f + T_{al}} \quad , \qquad (3.25)$$

- s'il n'existe que des opérations de rallongement et de levage du train des tiges.

$$K_{dép} = \frac{T_f}{T_f + T_{dép}} \quad , \qquad (3.26)$$

- s'il n'existe que des opérations de déplacement de la sondeuse au nouvel trou.

$$K_{rep} = \frac{T_f}{T_f + T_{rep}} \quad , \qquad (3.27)$$

- s'il n'existe que des opérations de réparation de la sondeuse.

$$K_{remp} = \frac{T_f}{T_f + T_{remp}} \quad , \qquad (3.28)$$

- s'il n'existe que des opérations de remplacement de l'outil de forage.

Après transformation de la formule (3.10) on reçoit :

$$K_{tech} = \frac{1}{1+\left(\frac{1}{K_{man}}-1\right)+\left(\frac{1}{K_{al}}-1\right)+\left(\frac{1}{K_{dé}}-1\right)+\left(\frac{1}{K_{rp}}-1\right)+\left(\frac{1}{K_{rem}}-1\right)} \quad , \qquad (3.29)$$

L'expression obtenue est de mettre en évidence les possibilités techniques des machines examinées en comparant les résultats des essais effectués.

- la productivité d'exploitation dépend du degré d'utilisation des possibilités techniques d'une sondeuse dans les conditions concrètes de l'exploitation.

$$Q_{exp} = 60.Q_{théo}.K_{exp} \quad , \qquad (3.30)$$

Où

$K_{exp}$ – coefficient tenant compte du travail continu de la sondeuse pendant son exploitation.

$$K_{exp} = \frac{T_f}{T_f + T_{aux} + T_{org}} \quad , \qquad (3.31)$$

Où $T_{org}$ - perte de temps à cause de l'organisation du travail.

Dans ce cas il s'agit nécessairement d'exercer les opérations préparatoires (examen superficiel de la sondeuse, graissage) et de l'existence des pertes de temps à cause de l'organisation de travail (repos des ouvriers, manque de front de taille).

Analogiquement nous pouvons écrire :

$$K_{exp} = \frac{1}{1 + \frac{T_{aux} + T_{org}}{T_f}} \quad , \qquad (3.32)$$

En utilisant la méthode proposée il est possible d'établir l'influence de divers facteurs sur la productivité des machines en question et de faire les propositions visant leur augmentation.

## Tab III. 11 Résultats expérimentaux réalisés dans les conditions de la carrière de Oueza

| E | Vf , m/mn | H , m | Qthé | ktech | Qtech | kexp | Qexp |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 01 | 0,0511 | 126 | 3,071 | 0,921 | 2,828 | 0,770 | 2,364 |
| 02 | 0,0544 | 125 | 3,265 | 0,916 | 2,991 | 0,776 | 2,500 |
| 03 | 0,0576 | 115 | 3,460 | 0,904 | 3,128 | 0,757 | 2,619 |
| 04 | 0,0609 | 112 | 3,655 | 0,897 | 3,279 | 0,751 | 2,744 |
| 05 | 0,0766 | 108 | 3,600 | 0,870 | 4,002 | 0,729 | 3,353 |
| 06 | 0,0799 | 103 | 4,795 | 0,860 | 4,123 | 0,720 | 3,452 |
| 07 | 0,0864 | 101 | 4,990 | 0,848 | 4,252 | 0,710 | 3,542 |
| 08 | 0,0864 | 89 | 5,184 | 0,837 | 4,308 | 0,697 | 3,613 |
| 09 | 0,102 | 86 | 6,126 | 0,800 | 4,900 | 0,672 | 4,116 |
| 10 | 0,105 | 64 | 6,324 | 0,743 | 4,698 | 0,625 | 3,952 |
| 11 | 0,108 | 56 | 6 ,522 | 0,710 | 4,630 | 0,599 | 3,906 |
| 12 | 0,11 | 52 | 6,714 | 0,689 | 4,629 | 0,570 | 3,826 |
| 13 | 0,127 | 43 | 7,656 | 0,616 | 4,716 | 0,481 | 3,774 |
| 14 | 0,130 | 34 | 7,848 | 0,553 | 4,339 | 0,469 | 3,680 |
| 15 | 0,134 | 32 | 8,048 | 0,531 | 4,272 | 0,451 | 3,628 |
| 16 | 0,137 | 26 | 8,238 | 0,474 | 4,904 | 0,403 | 3,319 |

- Avec l'outil de diamètre d=160mm.
- Vitesse de rotation $n_1$= 130tr/mn.

**TableauIII .12 Résultats obtenus dans les conditions de la carrière de Ouenza**

| E | Vf , m/mn | H , m | Qthé | ktech | Qtech | kexp | Qexp |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 01 | 0,0509 | 196 | 3,054 | 0,948 | 2,896 | 0,792 | 2,418 |
| 02 | 0,0523 | 192 | 3,138 | 0,968 | 2,968 | 0,790 | 2,479 |
| 03 | 0,0537 | 190 | 3,222 | 0,944 | 3,041 | 0,788 | 2,530 |
| 04 | 0,0551 | 188 | 3,306 | 0,942 | 3,114 | 0,787 | 2,601 |
| 05 | 0,0618 | 160 | 3,708 | 0,925 | 3,429 | 0,773 | 2,866 |
| 06 | 0,0630 | 158 | 3,786 | 0,923 | 3,494 | 0,771 | 2,919 |
| 07 | 0,0645 | 152 | 3,87 | 0,918 | 3,552 | 0,768 | 2,972 |
| 08 | 0,0659 | 148 | 3,954 | 0,914 | 3,643 | 0,765 | 3,024 |
| 09 | 0,0726 | 146 | 4,356 | 0,905 | 3,942 | 0,757 | 3,297 |
| 10 | 0,0726 | 123 | 4,460 | 0,887 | 3,938 | 0,742 | 3,294 |
| 11 | 0,0740 | 106 | 4,524 | 0,870 | 3,935 | 0,728 | 3,293 |
| 12 | 0,0754 | 86 | 4,608 | 0,848 | 3,907 | 0,708 | 3,262 |
| 13 | 0,0768 | 63 | 5,01 | 0,783 | 3,922 | 0,657 | 3,291 |
| 14 | 0,0834 | 56 | 5,088 | 0,758 | 3,856 | 0,638 | 3,246 |
| 15 | 0,0862 | 43 | 5,172 | 0,704 | 3,641 | 0,593 | 3,066 |
| 16 | 0,0876 | 31 | 5,256 | 0,627 | 3,295 | 0,531 | 2,790 |

- Avec l'outil de diamètre d=160mm.

-Vitesse de rotation $n_2$= 80tr/mn.

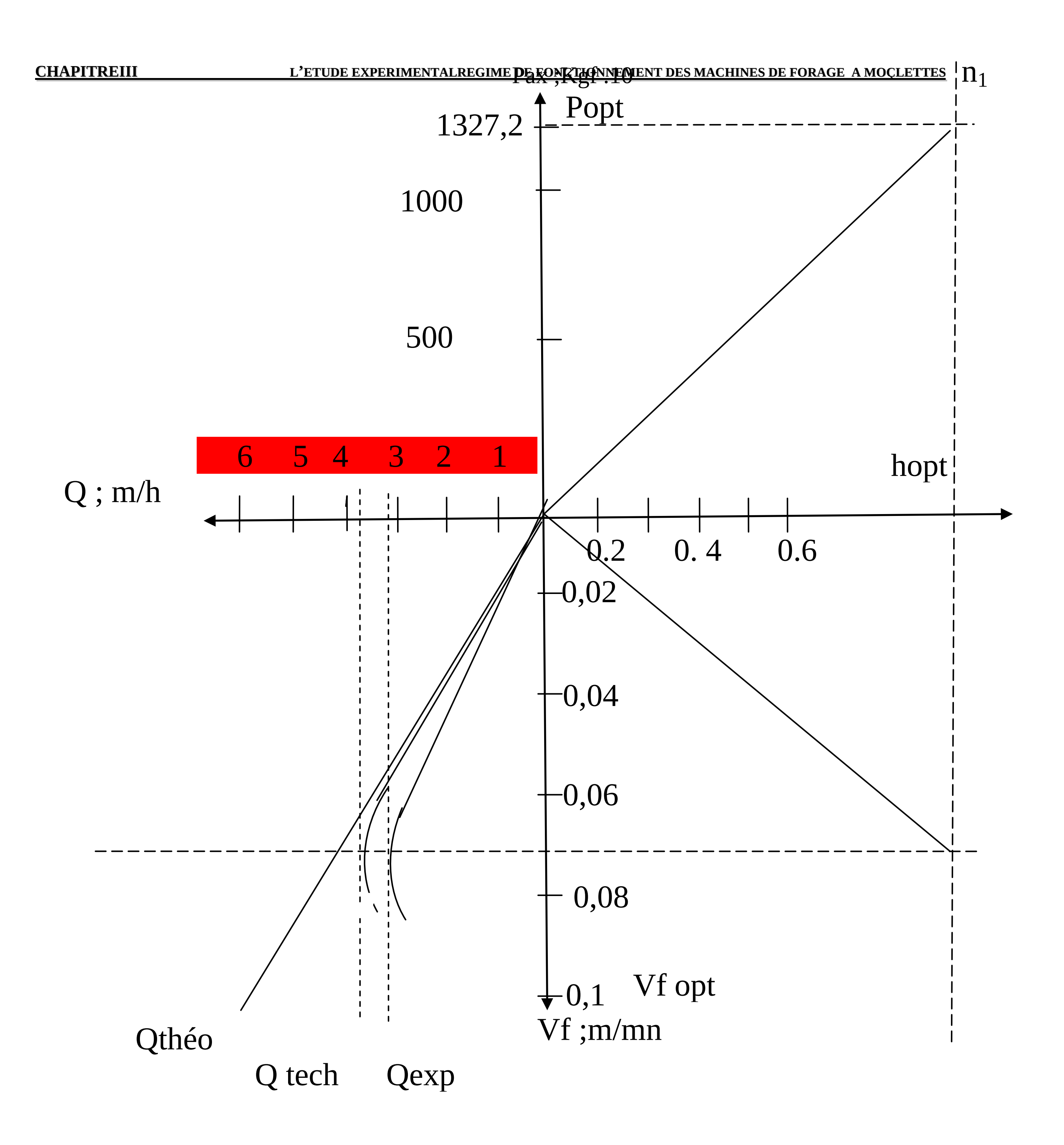
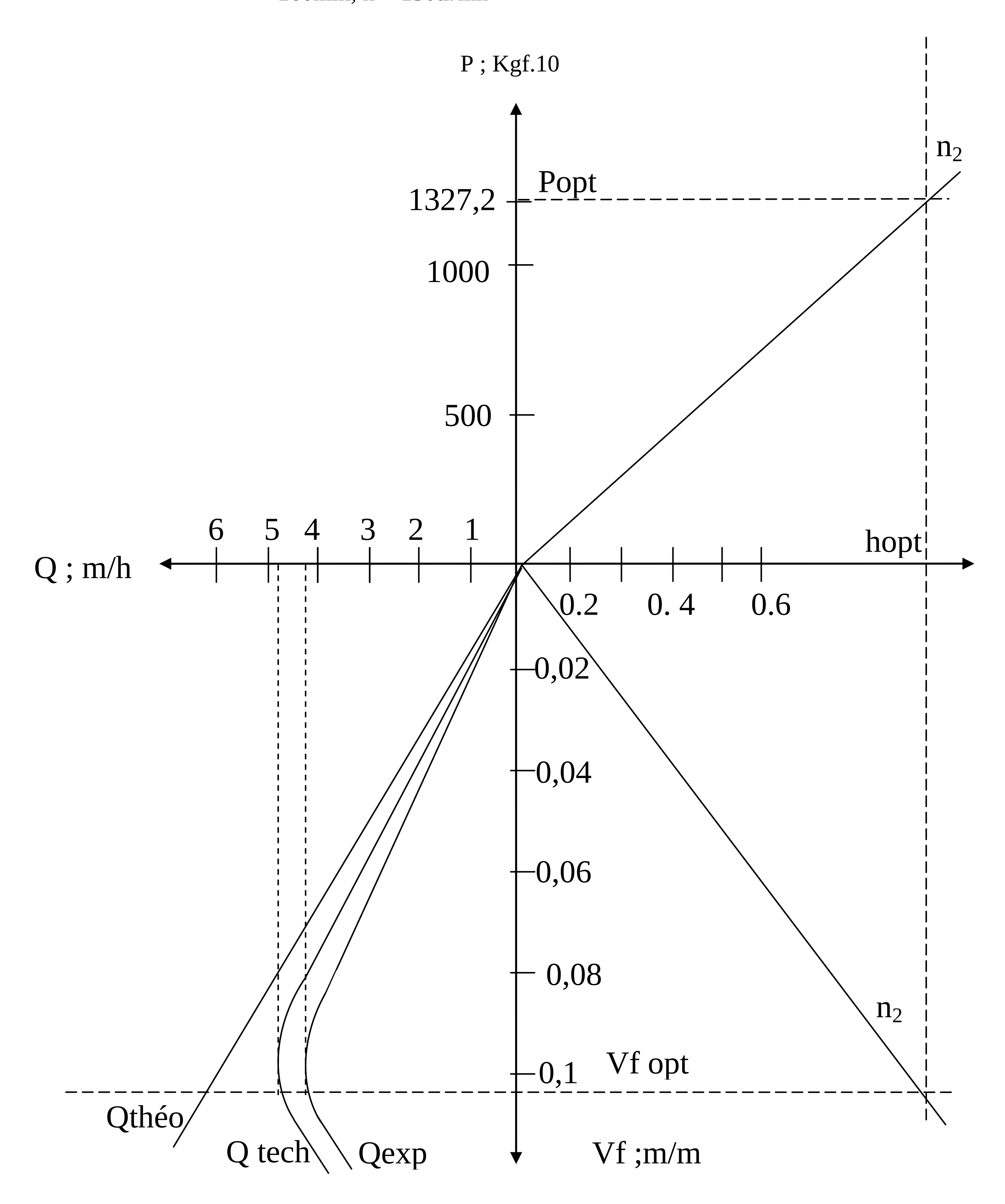



**Fig.III.6–** nomogramme des résultats expérimentaux avec l’outil de diamètre d=160mm, n = 80 tr/mn

**Fig.III.7–** nomogramme des résultats expérimentaux avec l'outil de diamètre =160mm, n = 130tr/mn



## III-6-Comparaison des résultats de calcul et ceux obtenus expérimentalement

Les résultats obtenus théoriquement par les méthodes de calcul en question portent le caractère qualitatif et peuvent être considérés comme approximatif, c'est pourquoi il est nécessaire de prolonger la recherche en question en se basant sur l'étude expérimentale de processus de forage vu sa complexité.
Afin de simplifier le processus de calcul et obtenir rapidement les résultas, nous avons effectué les calculs statistiquement à l'aide de la méthode de moindre carré, en calculant les coefficients des équations du système afin de déterminer les paramètres rationnels du régime de fonctionnement des machines.

Ces derniers ont fait ressortir l'information suivante: en variant les paramètres de réglage de la machine, nous pouvons déterminer ou calculer les productivités techniques, d'exploitation, et le prix de revient en fonction de la vitesse de forage et du métrage foré .
L'indice permettant de limiter les paramètres de réglage de la machine est un indice technico-économique.

Ce dernier vérifie exactement la rationalité du régime de fonctionnement des machines de forage.
Bien que représenté sur le nomogramme, nous pouvons dire que pour l'étude faite avec l'utilisation de l'outil avec le diamètre d=160mm, nous avons la pression axiale p=13272kgf, la vitesse de rotation $n_1$=130tr/mn et $n_2$=80tr/mn.

# IV : METHODOLOGIES DE CHOIX DES MACHINES DE FORAGE

## IV I- critères et modèle de choix des machines de forage

L'expérience, montre que l'utilisation de n'importe quelle machine sans aucune argumentation ne peut assurer une amélioration des indices technico économiques pendant le fonctionnement, mais au contraire. Ce qui est très important lors de la mise en exploitation d'une nouvelle carrière ou une mine souterraine.

Le choix des machines et leur régime de fonctionnement rationnel restent l'objectif primordial.

La solution à ce problème peut être obtenue par méthode analytique avec bien sûr l'utilisation du critère qui permet d'apprécier l'efficacité de ces machines.

L'indice de l'efficacité qui est pris comme critère doit prendre en considération les facteurs qui influent sur le fonctionnement de la machine, sont les suivants :

- données de départ ;
- propriétés de la roche ;
- caractéristiques de la machine ;
- régime de fonctionnement de la machine ;
- type de l'outil ;
- type de l'explosif ;

Actuellement, les critères les plus recommandés pour le choix des machines minières en générale et leur régime de fonctionnement sont les suivants : productivité, prix de revient d'une unité de la production ou d'une unité de volume, investissement pour une unité de la puissance installé, les dépenses totales,etc.…(3I,32,33,34et 35). Concernant les machines de forage, on peut sélectionner les critère essentielles comme suit :

- productivité de la machine $Q_L$ ;
- prix de revient de I mètre de trou foré S ;
- prix de revient de I $m^3$ de la roche abattue (tenant compte des dépenses d'exploitation des machines de forage) $P_r$ ;
- Dépenses totales $D_t$ .

Si on prend en considération le facteur productivité ($Q_l$ ), nous nous intéresserons donc à la machine qui réalise le plus grand rendement sans tenir compte du prix et des dépenses d'exploitation de celle-ci ; ce qui est très important pour le facteur temps lors de la réalisation des ouvrages préparatoires, par exemple lors du creusement des galeries quand l'espace ne nous permet pas d'utiliser plus d'une machine pour augmenter la productivité . le même cas peut se

produire lors de la préparation à ciel ouvert, ce qui nous permet d'entamer les travaux d'exploitation plus tôt, d'où l'utilisation des autres engins ; cet avantage permet d'avoir des effets indirects sur le résultat final.

Si l'espace permet d'augmenter le nombre de machines de forage pour réaliser le métrage prévu, le critère du prix de revient de I m de trou foré est efficace :

$$s = \frac{D_{ex}}{Q'_L} \quad ; \qquad (4.I)$$

$D_{ex}$ : Dépenses se rapportant à l'exploitation des machines qui assurent le métrage durant une année ;

$Q'_L$ : métrage planifié annuel

Comme on peut avoir recours à ce critère, lorsque la machine existe, les paramètres des travaux de tir fixés, mais nous intéresse l'exploitation rationnelle de cette dernière.

L'inconvénient de ce critère c'est la limitation du domaine d'application, par exemple si on a la possibilité de varier le diamètre de forage, ce critère ne sera pas efficace ; car l'augmentation du diamètre peut diminuer les travaux de forage ( métrage) et le nombre de machines nécessaires pour assurer le même volume de la roche abattue, le prix de revient du mètre de trou augmente, mais les dépenses d'exploitation peuvent diminuer à cause de la réduction du nombre de machines, d'où le choix de la machine d'après ce critère peut être non acceptable, bien que les dépenses pour forer Im soient réduites.

Pour ce cas c'est le prix de revient d'un $m^3$ de roche abattue qui est le critère le plus justificatif de choix de la machine. Le prix de revient de I $m^3$ de roche abattue peut être déterminé d'après :

$$P_r = \frac{D_{ex}}{Q_a} \quad ; \quad DA/\,m^3 \qquad (4.2)$$

- $Q_a$ : volume de la roche abattue pendant une années, $m^3$/an.

Ce critère nous permet de faire le choix de la machine et son régime de fonctionnement en tenant compte de la variation des paramètres des travaux de tir, mais il ne tient pas suffisamment comte des investissements .au cour de la détermination des dépenses d'exploitation.

On prend en considération uniquement les normes d'amortissement ce qui n'est pas suffisant. Il existe des cas où pour assurer un prix de revient assez bas, il nous faut beaucoup investir du capital qui va être gelé pour une grande durée, ce qui provoque beaucoup de pertes.

C’est la raison pour laquelle, pour la majorité des cas, le choix peut être obtenu à l’aide du critère des dépenses totales des travaux d’abattage, qu’on peut déterminer par l’expression :

$$D_t = \frac{D'_{ex} + K_I \cdot \sum I}{Q_a} \quad , DA \qquad ; \qquad (4.4)$$

D'ex : dépenses se rapportant à l’utilisation de la machine et l’explosif ;

$K_I$ : coefficient d’utilisation des investissements du capital ;

I : investissements totaux

L’avantage de ce critère c’est qu’il permet de réaliser le choix de la machine et assure son efficacité en prenant en considération tous les facteurs essentiels qui influent sur son fonctionnement : dépenses pour l’exploitation de la machine, dépenses pour l’explosif et l’utilisation des investissements du capital.

En tenant compte des facteurs déjà énumérés au début du chapitre, et les résultats d’analyse des critères peut nous conduire à élaborer un modèle de choix des machines de forage (voir Fig .IV.1) qui nous permet de faire un choix efficace tenant compte de l’influence de tous les facteurs essentiels.

## IV .2- Analyse des méthodologies de choix des machines de forage

Le choix des machines de forage peut être réalisé à l’aide des recommandations /I9,2I/ contenu dans le tableau IV- I et IV-.2 . On trouve le domaine d’utilisation des divers modes de forage lors de l’exploitation souterraine et à ciel ouvert. Comme nous pouvons le constater cette méthodologie de choix du mode et du matériel de forage présente des avantages et des inconvénients comme toute autre expérience, c'est-à-dire si celle-ci nous permet le choix du mode de forage et son équipement nécessaire en se basant surtout sur les paramètres des travaux de tir à savoir : diamètre du trou de forage , profondeur du trou ainsi que les propriété de la roche ;elle ne nous permet pas au contraire de trouver la machine concrète que nous pourrons utiliser dans notre cas précis. Ces recommandations peuvent être caractérisé par le critère :

$$C = g(f,d,L) \; ; \qquad (4.5)$$

L’autre méthodologie qui peut nous permettre d’optimiser le processus de forage sera basée sur un modèle économico- mathématique d’optimisation du critère du prix .critère qui donne la liaison quantitative entre les Paramètres économiques, constructifs et technologiques du système ”Front de taille – outil de forage –sondeuse”

$$S = \left[ \frac{I}{V(\omega.F.d.f)} + \frac{1}{t_{aux}} \right] \bullet \left[ \frac{Z_a + Z_e + K_u(Z_m + Z_s)}{K_u.T_P.C_u} \right] + \frac{P_t}{l_t(\omega.F.d.f)} + \\ + E_c \left[ \frac{\sum N(\omega.F)}{v(\omega.F.d.f)} + K_{ch}\left( K_X + \frac{t_{ch}}{I_t} \right).\sum N_{m.d} + \frac{\eta.t_d.K_s.N_d}{L} \right] \quad ; (4.6)$$

Où V : vitesse de forage ;

W : fréquence de rotation de l’outil de forage ;

F : force de poussée de l’outil contre le front de taille ;

D : diamètre du taillant

f : dureté des roches forage ;

$I_t$ : durée de l’outil de forage ;

$P_t$ : prix d’un taillant ;

$T_p$ : durée d’un poste de travail ;

$C_u$ : coefficient d’utilisation de la sondeuse pendant un poste ;

$t_{aux}$ : pertes spécifiques de temps sur l’exécution des opérations auxiliaires pendant un cycle de forage .

$$t_{aux} = K_X + \frac{t_{ch}}{l_t} + \frac{t_d}{L} \quad ; \qquad (4.7)$$

$Z_a$ :norme planifiée par poste sur des décomptes d’amortissement

$$Z_a = P_s D_a / n_{p.p} \; ; \qquad (4.8)$$

$Z_e$ :norme planifiée par poste sur le payement d’après le tarif sur la puissance installée des moteurs électriques de la sondeuse.

$$Z_e : N_t E / n_{p.p} \cos \quad ; \qquad (4.9)$$

$K_u = n_{p.r}/n_{p.p}$ : coefficient d’utilisation de la sondeuse pendant une année ;

$n_{p.p}$ et $n_{p.p}$ : conformément nombre de poste de travail réel et planifié par an ;

$P_s$ :valeur comptable d’une sondeuse ;

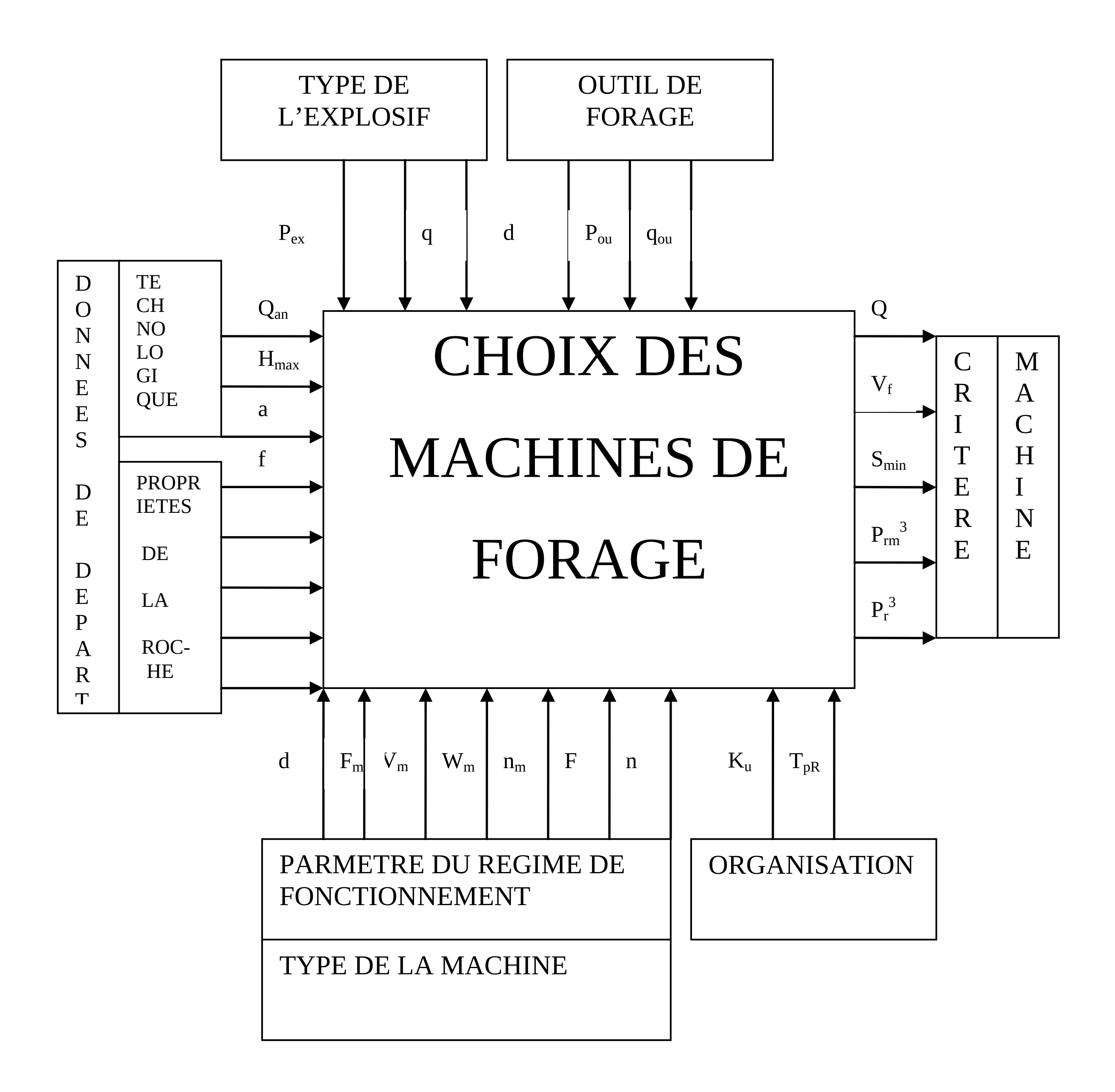



**Fig :.IV.1–Modèle de choix des machines de forage.**

**Tableau IV.I <u>Domaine d'utilisation rationnelle des divers modes de forage (conditions souterraines)</u>**

| Mode de forage | Matériel de forage | d, mm | L, m | f |
|---|---|---|---|---|
| | Tarière électrique : | | | |
| | - à main | 40-45 | 1, 3- | 3 |
| | - à colonne | 40-45 | 3 | 4 |
| | foreuse électrique à colonne | 40-45 | 1, 3- | 2-6 |
| | Jumbo avec les foreuses électriques | 40-45 | 3 | 2-6 |
| | Machines de forage par les outils : | | 2-10 | |
| Rotatif | - tranchants | 60-80 | 4-6 | 6-8 |
| | - de grenaille | 90- | | 6-8 |
| | - de diamant | 150 | à70 | 10- |
| | - à molettes | 33-78 | à70 | 20 |
| | | 75- | à100 | 8- |
| | | 190 | à 50 | 20 |
| Percussion rotative | Machines par percussion rotative | 40-65 | à 4 | 4-12 |
| Roto-percutant | Installation de forage à percuteur plongé pneumatique | 85-160 | à70 | 8-19 |
| Percutant | Perforateurs : | | | |
| | - à main | 30-55 | à5 | 4- |
| | - télescopique | 40-85 | à15 | 20 |
| | - à colonne | 40-85 | à25 | 4- |
| | | | | 20 |
| | | | | 4- |
| | | | | 20 |

**Tableau IV.2 Domaine d'utilisation rationnelle des divers modes de forage (conditions à ciel ouvert)**

| Mode de forage | Matériel de forage | d, mm | L, m | f |
|---|---|---|---|---|
| Rotatif | Sondeuses rotatives munie des outils :<br>- coupants<br>- à molettes | <br>110-160<br>160-320 | <br>à30<br>à40 | <br>à6<br>6-20 |
| Roto- percutant | -Sondeuse avec percuteur pneumatique plongé.<br>-Sondeuse avec producteur pneumatique hors du trou.<br>-Installation de forage avec percuteur pneumatique à rotation indépendante. | 85-200<br>50-125<br><br>40-100 | à30<br>à30<br><br>à30 | 10-20<br>8-20<br><br>8-20 |
| Percutant | Installation de forage avec perforateurs.<br>Sondeuses par battage à câble | 40-8<br>150-300 | à20<br>à40 | 6-20<br>6-20 |

$D_a$ : norme annuelle d'amortissement ;

$N_t$ : puissance installée du transformateur électrique de la sondeuse ;

E : tarif sur un KW de la puissance installée ;

$T_{ch}$ : durée des changement de l'outil de forage ;

L : profondeur d'un sondage ;

$T_d$ : durée des opérations auxiliaires réalisées après l'extraction du train de tiges jusqu'au début du sondage suivant ;

$K_x$ : coefficient tenant compte des pertes spécifiques du temps pour l'exécution de la course à vide du mécanisme de rotation et l'avancement pendant le forage ;

$Z_s$ : dépenses pour le salaire d'une équipe par poste ;

$Z_m$ : dépenses pour les matériaux tenant compte des dépenses pour la réparation d'entretien par poste ;

$E_c$ : tarif d'un KW de l'énergie consommée ;

$\sum N(W \quad ,F)$ : puissance sommaire des moteurs qui fonctionnent pendant le forage ;

$k_{ch}$ : coefficient de charge des moteurs ( $k_{ch}$ = 0.8 – 1.3) ;

$\sum N_{m.d}$ : puissance sommaire des moteurs qui fonctionnent lors des manœuvres de descente et de montée ;

$k_s$ : coefficient de surcharge des moteurs lors de la translation de la sondeuse,

$k_s$ = 2 + 2,5 ;

$n_d$ :puissance sommaire des moteurs du mécanisme de translation de la sondeuse.

L'expression /3.6/ est un modèle de s- critère sous forme informative. La première composante comprend les facteurs économiques ($z_a$, $z_e$, $z_m$, et $z_s$) et d'organisation ($k_u$, $t_p$, $c_u$). La somme ($1/v+t_{aux}$) caractérise la vitesse technique de forage et la construction de la sondeuse (paramètre $t_{aux}$) ;

La deuxième composante de l'expression tient compte de la variation des dépenses liées à la consommation de l'outil de forage ;

La dernière composante concerne les dépenses d'énergie électrique consommée.

Le modèle économico- mathématique est composé des variables principales ($V,l_t$, et N) du procédé de la destruction des roches. Celles-ci dépendent du régime de forage et des propriétés physico-mécaniques des roches.

La détermination du critère S pour divers type de machines donne la possibilité de choisir la machine la plus rationnelle, si le diamètre et le type d'explosif sont les même. L'avantage de cette méthodologie est qu'elle donne le critère "S"de choix du régime optimal les paramètres essentiels qui déterminent ce critère sont :

- $S_1$ : Dépenses pour l'utilisation de la machine ;
- $S_2$ : Dépenses pour la consommation de l'outil de forage ;
- $S_3$ : dépenses pour la consommation d'énergie.

Les inconvénients que nous pouvons remarquer, c'est que lors du choix de la machine de forage, on ne tient pas compte du type d'explosif utilisé, des paramètres des travaux de tir, car le but de cette méthodologie est de minimiser le prix du mètre de trou foré et non le prix du $m^3$ de la roche abattue .sans pour autant oublier de remarquer qu'elle néglige aussi les paramètres qui peuvent avoir une influence sur le choix du régime de fonctionnement et qui sont :

- la puissance maximale que peut développer le moteur du rotateur ;
- la force axiale maximale ;
- la vitesse d'avancement maximale.

Le choix des machines peut être effectué à partir des résultats de recherche sur l'outil de forage des sondeuses à molettes réaliser par CHOQUIN /36/. Le critère à étudier sera le prix de revient du mètre du trou foré qu'on peut déterminé par la formule :

$$P_m = \frac{P_0 + P_h\left(T_m + T_f\right)}{F} \quad ; \qquad (4.10)$$

$P_m$: prix d'un mètre de trou foré (présenté précédemment par S);

$P_o$ : prix de l'outil ;

$P_h$ : prix de l'heure de la machine de forage ;

$T_m$ : temps de manœuvre nécessaire pour la montée et descente de l'outil ;

$T_f$ : temps de forage ;

F : métrage foré par l'outil ;

En comparaison avec la méthodologie précédente, on peut remarquer que cette dernière tient compte des variations de la vitesse à cause de l'usure de l'outil, mais le critère essentiel qui est le prix du mètre foré qui est caractérisé par la fonction analytique de la forme :

$$S = g(f,d,L,p_{r,m},P_{r,ou}, R_{op},F_{org}) \; ; \qquad (4.11)$$

Où :

$p_{r,m}$ : dépenses pour l'exploitation de la machine ;

$P_{r,ou}$ : dépenses à cause de la consommation de l'outil ;

$R_{op}$ : facteurs qui peuvent assurer un régime de fonctionnement optimal de la machine ;

$F_{org}$ : facteurs tenant compte de l'organisation de travail.

L'inconvénient, comme pour le cas précédent d' ailleurs, c'est le fait de négliger les limites de la force et de la vitesse de rotation que peut assurer la puissance du moteur installé et la hauteur de pénétration des dents qui ne doit pas dépasser la hauteur de la dent, c'est-à-dire les facteurs qui peuvent limiter le régime de forage rationnel.

La méthodologie des nomogrammes /59/ donne la possibilité de réaliser le choix des machines en tenant compte de ses paramètres, ce que nous pouvons voir plus en détail dans le chapitre 4, pour l'utilisation de cette dernière,l'exigence des paramètres de la machine pour la destruction de la roche avec un régime de fonctionnement rationnel est nécessaire, que nous pouvons caractériser par la fonction des paramètres sous sa forme analytique :

$$Q = g(P_{roche}, F_{org} \; ; F_{limit} \; ; R_{rat}) \; ; \qquad (4.14)$$

$P_{roche}$ – propriétés de la roche ;

$F_{org}$ - facteurs d'organisation ;

$F_{limit}$ – facteur qui limite le régime optimal de la machine ;

$R_{rat}$ – facteur qui caractérise le régime rationnel.

La méthodologie que nous pouvons considérer et qui se rapporte aussi au choix travaux d'abattage /23/ qui peuvent être déterminés par la formule suivante tout en précisant que ce même facteur dépenses totales a été désigné par $D_t$ dans le paragraphe précédant :

$$\sum Z_{i,j} = E_{i,j} + Y_a K_I \quad ; \qquad (4.15)$$

$E_{i,j}$ : dépenses concernant l'exploitation .

$Y_a$ : dépenses pour l'amortissement de la machine ;

$K_I$ : coefficient tenant compte de l'amortissement ;

Cette formule peut être exprimée de la manière suivante :

$$Z_{i,j} = \frac{A_r.q_j.K_p}{6{,}36m.d_i^2.j} C_i + q_j.A_r.C_j + Y_E.P_i.\frac{K_p.A_c.q_j.K_r}{P_y.n_c.6{,}36m.d^2.\Delta_j}.10^3 \quad ; \quad (4.I6)$$

$A_r$ : Productivité Annuelle ; $m^3$ / année ;

$q_j$ : Consommation spécifique d'explosif pour j ème variante kg/ $m^3$ ;

$K_p$ : Coefficient tenant compte de la sur profondeur ;

$m$ : Coefficient de rapprochement des trous ;

$d$ : Diamètre de sondage, mm ;

$\Delta_j$ : Densité de l'explosif ;

$C_i$ : Dépenses spécifiques pour forer I mètre de trous ;

$C_j$ : Prix de I kg d'explosif ; DA

$P_i$ : Poids de la sondeuse , t ;

$K_r$ : Coefficient de réserve des machines ;

$A_c$ : Productivité journalière, $m^3$/jour ;

$P_{yi}$ : Productivité d'exploration de la sondeuse par poste, m/poste ;

$n_c$ : Nombre de poste de travail par jour ;

$Y_E$ : Intérêt sur les prêts effectués ;

Ce que nous pouvons remarquer, c'est que cette méthodologie tient compte des facteurs essentiels tout en se basant sur d'autres recommandations pour déterminer les paramètres des travaux de tir.

Nous pouvons exprimer les dépenses totales en fonction de tous les autres facteurs dont elles tiennent compte par l'expression :

$$D_t = g(Q_{an}, P_{tir}, F_{org}, S, P_r, P_{d,M}, Y_E) \quad ; \qquad (4.I7)$$

$Q_{an}$ : Productivité annuelle ;

$P_{tir}$ : Paramètres des travaux de tir ;

$F_{org}$ : Facteur d'organisation ;

S : Prix d'un mètre de trous forés ;

$P_r$ : Prix de un kg d'explosif

$P_{d,M}$ : Poids de la machine ;

$Y_E$ : Intérêt sur les prêts.

Cette étude nous a montré qu'il existe plusieurs recommandations et méthodologies de choix des machines de forage effectués selon des conditions bien concrètes les unes que les autres ; et c'est ce qui nous permet de suivre le modèle de choix proposé sur la fig. IV.I. si on veut donc que le choix des engins miniers soit correcte pour nos conditions, il nous faut élaborer une méthodologie et même des recommandations propres. En tenant compte des facteurs les plus influants, on a caractérisé l'expression des dépenses qui nous permet de faire le choix par la fonction suivante :

$$D_t(P_r) = g(Q_{an}, D_m, H_{max}, P_{roc}, Q(F_I), P_{r,M}, P_{r,ou}, P_{r,exp}, K_I) \ ; (4..I8)$$

$Q_{an}$ : Productivité annuelle ;

$D_m$ : Diamètre moyen du morceau de la roche abattue ;

$H_{max}$ : Hauteur du gradin préférable ;

$Q(F_I)$ : Productivité technique de la machine de forage dans le régime de fonctionnement rationnel ;

$P_{r,M}$ : Prix de la machine ;

$P_{r,ou}$ : Prix de l'outil de forage ;

$P_{r,exp}$ : Prix de l'explosif ;

$K_I$ : Coefficient d'investigation.

## IV-3- Méthodologie de choix des machines de forage :

En utilisant les avantages de chacune des méthodologies précédentes et se basant sur le critère (IV.I8) on élabore une méthodologie selon le modèle (fig. IV. I).

Contenu de la méthodologie

*Données de départ :*

- productivité annuelle que doivent réaliser les machines de forage choisies, $Q_{an}$ ;
- dimension moyenne des morceaux de la roche abattue, $D_m$ ;
- hauteur du gradin préférable, $H_{max}$ ;
- propriétés de la roche pour laquelle est réalisé le choix des machines :
- • Dureté (f) ;
- • Fissurité (A) ;
- • Densité ($\gamma$) ;
- • Humidité ;
- • Abrasivité

Marche à suivre :

Le choix de la machine doit passer par les étapes suivantes :

1°- Explosifs

Les travaux de tir ont une influence prépondérante sur le rendement, car on souhaite toujours, obtenir après le tir des produits battus de petite granulométrie assemblés en tas /37/.

Selon les caractéristiques du gisement et les propriétés de la rochez à abattre, il faut choisir quelques explosifs les plus convenables pour les travaux de tir. Les explosifs en question peuvent être caractérisés par ces paramètres principaux à savoir :

- $e_i$ : coefficient caractérisant la quantité d'explosif ;

- $\Delta_i$ : densité de l'explosif
- $P_{exp,i}$ : prix d'I kg d'explosif.

2°- Machines

Les paramètres physico mécaniques et les paramètres de tir permettent respectivement de choisir le mode et le type de machine.

3°- Productivité technique $Q(F_I)$

Les machines de forage étant choisies, nous procédons à la détermination de la productivité $Q(F_I)$ pour divers diamètres de forage des trous et la hauteur du gradin désirée. Cette productivité peut être déterminé par expérience, comme on l'a déjà présenté dans le chapitre 3.

4°- Volume des travaux de forage $Q_L$

Le volume des travaux de forage nécessaire pour assurer une productivité annuelle prévue, avec différents types d'explosifs, divers diamètres de forage, ainsi que la hauteur du gradin rationnelle est calculée par les relations qui sont présentées dans le paragraphe IV.3.I

5°- Nombre de machines nécessaires

Connaissant la productivité utile pour l'entreprise c'est à dire la longueur du métrage des trous forés, comme nous savons la productivité d'une machine choisie,

nous pouvons déterminer le nombre de machine nécessaire en tenant compte de leurs performances :

$$N_{mach.} = \frac{Q_L}{Q_{(F_I)} K_u} K_r \; ; \qquad (4.19)$$

$K_u$ : coefficient d'utilisation de la machine ;

$K_r$ : coefficient de réserve.

6°- Frais de forage

Connaissant les différents prix de tous les facteurs qui interviennent sur le processus de forage à savoir : la machine, l'outil et l'explosif donc le critère que nous pouvons tirer :

$$P'_r = \frac{D_M + D_{ou} + D_{exp} + K_I P_M}{Q_a} \quad ; \qquad (4.20)$$

$P'_r$ :prix de revient d'I $m^3$ ;

$D_M$ : dépenses pour l'utilisation de la machine ;

$D_{ou}$ :dépenses pour la consommation de l'outil ;

$D_{exp}$ : dépenses pour la consommation de l'explosif .

(paragraphe IV.3.2 qui sera présenté en détail).

7°- Choix de la machine la plus performante

La machine que nous pouvons prendre en considération sera la machine avec $P'_r$ est le plus petit, et le paramètres de l'exploitation correspondants c'est à dire : diamètre optimal d, hauteur du gradin H et le type d'explosif.

On a mis en application cette méthodologie proposée par l'élaboration d'un programme sur l'ordinateur « Mitra » dont l'organigramme est représenté dans la fig.IV.2

Le programme et les résultats de calcul sont présentés dans l'annexe I.

**IV.3.I- Paramètres et volume des travaux de tir et de forage.**

La consommation spécifique d'explosif est déterminée par la méthode de calcul nous permettant de minimiser le plus le débitage secondaire /57/ :

$$q_i = 0{,}47\left(\frac{I}{\lambda} + 0{,}2\right) f^{0,25} \frac{\gamma_r}{2{,}6}\left(\frac{500}{D_m}\right)^{2,5} e_i \quad ; \qquad (4.21)$$

$\lambda$ : fissurité spécifique du massif ( $m^{-I}$ ou $\frac{I}{m}$ ) ;

$\gamma_r$ : densité de la roche $\left(t/m^3\right)$ ;

$e_i$ : coefficient d'équivalence entre l'explosif utilisé et l'explosif étalon (ou coefficient caractérisant d'explosif)

La fissurité spécifique de la roche selon les dimensions du bloc est présentée dans le tableau IV.3.

**Tableau IV.3. Fissurité spécifique des roches.**

| Caractéristiques du massif selon les dimensions du bloc (degré de fissurat-ion) | Distance moyenne entre les fissures réelles,m | Fissuité spécifique I/m | ϕ des morceaux avec les dimensions (mm) | | |
|---|---|---|---|---|---|
| | | | 300 | 400 | 500 |
| Petit bloc (très grande fissuration) | +0,1 | 10 | +10 | 0 | - |
| Bloc moyen (grande fissuration) | 0,1-0,5 | 2-10 | 10-70 | +30 | +5 |
| Grand bloc (moyenne fissuration) | 0,5-1 | 1-2 | 70-100 | 30-80 | 5-40 |
| Super bloc (faible fissuration) | 1-1,5 | 1-0,65 | 100 | 80-100 | 40-100 |
| Monobloc | 1,5 | 0,65 | 100 | 100 | 100 |

On détermine la ligne de moindre résistance selon la formule :

$$W_{i,j} = 28 d_j \Delta_i / q_i \;; \qquad (4.\,22)$$

$d_j$ : diamètre du trous foré,mm ;

$\Delta_i$ : densité de l'explosif.

*Hauteur du gradin*

Pour des raisons économiques et de sécurité, la hauteur du gradin doit être rationnelle et spécifique à l'exploitation en question :

$$H'_{i,j} \geq \frac{d_j}{28}\sqrt{\Delta_i / q_i} \;; \qquad (4.\,23)$$

Finalement

$$\begin{array}{l} H_{i,j} = H_{max}, si......H'_{i,j} \langle H_{max} \\ H_{i,j} = H'_{i,j}, si.......H'_{i,j} \rangle H_{max} \end{array} \qquad (4.\,24)$$

*Profondeur du trou foré*

Dans toute exploitation à ciel ouvert, la profondeur de forage doit tenir compte de plusieurs facteurs tels que la hauteur du gradin, la sur profondeur et l'inclinaison du trou …., si l'on veut obtenir un résultat de tir homogène convenant bien pour les travaux de chargement et de concassage /58/:

$$L_{i,j} = \frac{H_{i,j}}{\mathrm{Sin}\beta} + l_s = \frac{H_{i,j}}{\mathrm{Sin}\beta} + 0{,}5 q_i W_{i,j} \;; \qquad (4.25)$$

Avec :

$l_s$ : sur profondeur du trou,m ;

$\beta$ : angle d'inclinaison du trou, degré.

Volume des travaux de forage

$$Q_{L,i,j} = \frac{Q_{an}}{H_{i,j} K W_{i,j}^2} L_{i,j}, (m/an) \;; \qquad (4.26)$$

**IV.3.2- dépenses totales**

$$D_t = D_{ex,a} + K_I P_{r,m}, \qquad (4.27)$$

$D_t$ : Dépenses totales, DA ;

$D_{ex,a}$ : dépenses d'exploitation des travaux d'abattage, DA ;

Les dépenses d'exploitation $D_{ex,a}$ sont données par la formule :

$$D_{ex,a} = D_m + D_{ou} + D_{exp} \;; \quad DA \qquad (4.28)$$

Où les dépenses de la machine

$$D_m = N_b P_{r,m}(N_a + N_r) + q_E Q_L E + N_b D_s \;; \quad (4.29)$$

$N_b$ : Nombre de machine ;

$N_a$ : Norme d'amortissement de la machine ;

$N_r$ : Norme de réparation ;

$q_E$ : Quantité d'énergie nécessaire pour forer I m ;

$E$ : Tarif d'une unité de l'énergie ;

$D_s$ : Dépenses pour le salaire des ouvriers pendant I année ;

Les dépenses pour l'outil de forage

$$D_{ou} = Q_L q_{ou} P_{r,ou} \text{ ; DA ;} \quad (4.30)$$

$q_{ou}$ Consommation de l'outil de forage, pièce/m ;

$P_{r,ou}$ : Prix d'I outil.

Les dépenses d'explosif

$$D_{exp} = Q_{an} q_{exp} P_{r,exp} \text{ ; DA ;} \quad (4.31)$$

$q_{exp}$ : Consommation spécifique de l'explosif, kg/ $m^3$

## I V .4 Application du modèle

La mise en application de cette méthodologie proposée par l'élaboration d'un programme dont l'organigramme est présentée Fig. IV. 2 a été faite au sein de plusieurs carrières.
Un exemple est présenté pour le cas d'une carrière de minerai de fer, élément de base pour la fabrication de l'acier.

1. Productivité annuelle : 550000.00 m3/an
2. Granulométrie de la roche : 104.00/125.00 mm
3. Hauteur du gradin : 12.00 m
4. Propriétés de la roche :
   - -Dureté : 7.00
   - -Fissureté : 3.00
   - -Densité de la roche : 2.65 t/m3
   - -Humidité : non humide
   - -Abrasivité : non abrasive

## IV. 4. RESULTATS DE CALCUL DU CHOIX DE LA MACHINE DE FORAGE

| **Type de Machines** | **Diamètre de Forage (mm)** | **Hauteur du gradin (m)** | **DEPENSES, DA** | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| INGERSOLL-RAND RP | 104 | 12 | 4573524 | 9528 | 10620 | 4593673 |
| INGERSOLL-RAND RP | 125 | 12 | 3185956 | 6637 | 10620 | 3203214 |
| HOLMAN RP | 104 | 12 | 548063 | 11417 | 11870 | 5503651 |
| HOLMAN RP | 125 | 12 | 3863762 | 8049 | 11245 | 3883057 |
| ATLAS-COOPCO RP | 90 | 12 | 6081278 | 12669 | 10620 | 6104569 |

| | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| ATLAS-COOPCO RP | 80 | 12 | 7673301 | 15986 | 10620 | 7699908 |
| INGERSOLL-RAND M | 160 | 12 | 1958852 | 4080 | 10620 | 1973554 |
| INGERSOLL-RAND M | 160 | 14 | 1547736 | 3224 | 10620 | 1561581 |

## IV.4- conclusion

1- le choix des machines de forage peut être réalisé selon les critères : productivité maximale de la machine, le prix de revient du mètre de trou foré, prix de revient du $m^3$ de la roche abattue et dépenses totales (réduites). Ce sont les conditions réelles d'exploitation qui détermine le choix du critère le plus significatif.

2- le choix le plus efficace doit être réalisé d'après la (fig.IV.1) celui-ci tient compte des données d'exploitation, des propriétés de la roches, du régime de fonctionnement de la machine, du type d'outil, du type d'explosif, de la machine, de l'organisation de travail et il se base sur le critère de dépenses minimum total. La méthodologie de choix se présente sous forme de programme de calcul qui permet l'optimisation des critères de choix.

L'indice d'efficacité technique des machines de forage dans les carrières Algériennes est conditionnée essentiellement par leur choix non conforme et dans certains cas par la réserve exagérée. Dans les conditions de la carrière de Ouenza, ayant le coefficient de fiabilité de l'ordre de 0,7 les machines de forage se caractérisent par le coefficient d'utilisation général qui ne dépasse pas 0,28.

La méthodologie de choix préconisé à travers le modèle technico-économique permet le choix optimal, d'où l'affirmation que la machine INGERSOLL-RAND est meilleure que ATLAS COOPCO dans les conditions réelles de la carrière.

Nous avons constaté aussi que sur le régime de forage influaient les propriétés physico mécaniques du massif telles que la fissurité, l’abrasivité, et la dureté, ce qui fera l’objet de la suite de cette recherche.